

**II CONGRESO CUBANO DE MINERÍA**  
**(MINERÍA'2007)**



# **LAS REGULARIDADES TECNOLÓGICAS DE LAS ROCAS DE LA FORMACIÓN GEOLÓGICA PEÑALVER, COMO NUEVAS FUENTES DE ÁRIDOS PARA LAS PROVINCIAS HABANERAS Y MATANZAS**

**Dr. Ing. Enrique Castellanos Pérez**

*Centro Técnico para el Desarrollo de los Materiales de Construcción, Calle 70 Final y Carretera de Casablanca, Reparto Bahía, Regla, Ciudad Habana, Cuba, E-Mail: ecastellanos@ctdmc.com.cu*

## **RESUMEN**

Se presentan los resultados de los reconocimientos de campo de varias manifestaciones y yacimientos de la Fm. Peñalver, con toma de muestras y ensayos petrográficos, químicos, físico-mecánicos y tecnológicos. Se estudia la génesis de su surgimiento y se determinan las causas por las cuales existen un grupo de regularidades geo-tecnológicas apropiadas para la producción de áridos en las rocas y cuerpos geológicos que componen Esta Formación. Se presenta una extensa relación de las regularidades encontradas que permiten la toma de decisiones en cuanto a la búsqueda, explotación y el diseño tecnológico para realizarla. Se recomiendan los posibles usos de los áridos resultantes. Se relacionan las inversiones que recientemente se han realizado y las que se encuentran en proyecto.

## **ABSTRACT**

The results of the recognitions of field of several manifestations and deposits of the Fm. Peñalver are presented, with the sampling testing of its petrograficals, chemical, physical, mechanicals and technological proprieties and characteristics. The genesis of its apparition is studied. The causes of the existence of a group of appropriate geo-technological regularities in the rocks and geologic bodies for the production of aggregate are determined too. An extensive of those regularities is presented; it which allows taking decisions about the methods of search, exploitation and technological design of installations to carry out the production. The possible uses of the resultants aggregates are recommended. In the report are enumerated the investments that recently have been carried out and those that are in project.

## **INTRODUCCIÓN**

Ante todo, algo en cuanto a los antecedentes que dan lugar a esta investigación:

- Las rocas y los yacimientos de la Formación Geológica Peñalver ocupan áreas bastante grandes de los territorios de las provincias habaneras y de Matanzas y se encuentran muy bien distribuidas en ellos.
- La producción industrial de estas rocas data desde antes el triunfo de la Revolución. Un ejemplo era el procesamiento de las areniscas cerca de la carretera Monumental en las instalaciones nombradas "Casco y Santa María".
- Posteriormente, en el año 1974 fue puesta en marcha la arenera Victoria I. La producción fundamental era arena.

Los estudios tecnológicos relativos a las prestaciones del material y sus costos de explotación evidenciaron que los yacimientos:

- Proporcionaban prestaciones adecuadas para las necesidades de la mayoría de los hormigones y morteros en que se empleaban.
- Los costos energéticos y para enfrentar el desgaste de la maquinaria, eran inferiores
- No solo se utilizaban como fuentes de arena, sino que también la piedra de las canteras Río Piedra y Dragón Casco se empleaban como áridos gruesos.



Estas realidades permitieron la proyección y el diseño dentro de nuestro país de instalaciones industriales más racionales y eficientes y la realización de nuevas inversiones (Victoria II en 1979; Victoria III en 1988 y Victoria IV en 1990).

En estos momentos, el panorama tecnológico y las necesidades han cambiado en sentido positivo. Esto es:

- Con los mismos áridos producidos con estas rocas se alcanzan hormigones de más prestaciones debido a los avances logrados en la tecnología de producción de los hormigones hidráulicos.
- La tecnología internacional para el procesamiento industrial de los áridos ha experimentado cambios que permiten una utilización más eficiente de los distintos tipos de material según sus usos.
- La proyección y el diseño en nuestro país de instalaciones industriales más racionales y eficientes, es un hecho real sencillo y casi cotidiano.
- Se han acumulado conocimientos para que las investigaciones geológicas den resultados cada vez más rápidos, detallados y seguros.
- Existe una necesidad grande de áridos producidos de forma mas local con la intención de disminuir las demandas de transportación, lo que significa la posibilidad de utilizar yacimientos de reservas menores y por tanto mas fáciles de localizar.

Con todos estos antecedentes, la Dirección de nuestro Ministerio decidió realizar un Proyecto de Investigación que ayudara a los propósitos de resolver las necesidades planteadas

Del estudio llevado a cabo, ésta, es una primera parte que establece los resultados del trabajo realizado por un equipo de especialistas procedentes del CTDMC, EXPLOMAT y el IGP con el propósito de establecer las primeras regularidades de las manifestaciones de esta Formación que permitan los estudios de pronóstico en cuanto al comportamiento geotecnológico de la explotación, la preparación industrial y la utilización de los diferentes yacimientos pertenecientes a ella.

Los objetivos fueron ampliamente alcanzados y se pudo analizar las regularidades y diferencias geológicas de las principales manifestaciones en el territorio, en lo referente a:

1. Rocas y minerales predominantes y accesorios que constituyen los yacimientos.
2. Estructura y textura típicas de las rocas.
3. Geomorfología, estructura y tamaño comparativo de las manifestaciones y los yacimientos. Tectónica u otras discontinuidades. Material no útil de las intercalaciones. Volumen relativo, dimensiones estimadas y disposición de la capa de intemperismo.
4. Reconocimiento en el terreno de las características tecnológicas para la explotación, el procesamiento industrial y los usos de los materiales de la capa de intemperismo.
5. Extensión del estudio de los petrotipos para que puedan ser también, mayores fuentes de áridos gruesos.

El propósito ha sido el de dar una información extractada y medular, que describa el trabajo realizado y brinde los resultados mas importantes en interés de que pueda ser utilizada de inmediato por todos aquellos que les corresponde la toma de decisiones y ejecución del proceso de desarrollo de la base material de los áridos en el territorio de las provincias habaneras y de Matanzas

## MATERIALES Y MÉTODOS

Para el trabajo se realizaron recorridos y visitas a las zonas de las manifestaciones, con la toma de muestras en los afloramientos y cortes en el terreno y con la realización de ensayos en los laboratorios. En resumen se realizaron:



- 12 recorridos a 7 yacimientos y localidades y otros que no fueron cuantificados al yacimiento Quiebra Hacha de Mariel, que se visitaba con periodicidad casi semanal.
- 23 ensayos petrográficos; 24 ensayos físico-mecánicos y tecnológicos; 23 ensayos químicos de determinación de óxidos y carbonatos totales y 5 de determinación de la reacción árido-álcalis.
- Las fotos de 111 lugares y de 60 muestras que se prepararon y ubicaron en el Informe Resumen, así como también, 41 tablas, gráficos y planos.

Se consultaron 31 documentos de Bibliografía General y Específica sobre la Formación

Durante todo el trabajo existió una relación muy estrecha de intercambio y participación directa de los especialistas del CTDMC, EXPLOMAT y el IGP y se contó con el apoyo de las entidades correspondientes de la Empresa de Canteras de la Habana,

En los Capítulos siguientes el lector podrá tener información detallada en cuanto al método empleado para la investigación, las condiciones geológicas que dieron lugar a la Formación y las regularidades que caracterizan los yacimientos y manifestaciones y que permiten su reconocimiento e identificación preliminar más rápidos. También podrá consultar en la Biblioteca del CTDMC el documento que a manera de Apéndice recoge los Informes de los Recorridos realizados a las ocho localidades más representativas.

## RESULTADOS

Los resultados aparecen en la Discusión en el apartado *PRINCIPALES REGULARIDADES GEO-TECNOLÓGICAS*, por Temas y se presentan en forma de enunciados de los aspectos que pueden considerarse como regularidades comunes en los yacimientos y manifestaciones estudiadas. Los Resultados se reconocen por que aparecen numerados con números arábigos.

## DISCUSIÓN

### *EVOLUCIÓN GEOLÓGICA DE LA FORMACIÓN PEÑALVER*

Con independencia de que el trabajo esta basado en el análisis sistémico y analógico de las particularidades de de las manifestaciones que se van encontrando de la Formación, resulta imprescindible para comenzar el Estudio propuesto tener un conocimiento básico y preliminar de la génesis del fenómeno geológico que le dio lugar. Esto permitirá la comprensión de lo que se vaya observando y preestablecerá lo que se debe buscar.

Para ello nos hemos acercado a través del conocimiento previo acumulado, la bibliografía, etc. a los orígenes y la evolución que tuvo esta Formación Geológica en el proceso de conformación del territorio sólido de nuestro país y en particular del área que va por el litoral norte en línea casi recta de mas de 200 km desde el punto a unos 10 km al Sur de la Bahía de La Mulata en Pinar el Río al otro punto a unos 10 km también, al Este del pueblo de Coliseo en Matanzas . En específico las zonas donde aflora el Periodo Cretácico. *(En este sentido, han sido muchos los resultados que se han obtenido por especialistas de diferentes procedencias y en particular por los geólogos cubanos Iturralde -Vinent, Furrázola y Santa Gil y mas recientemente y específico sobre la geología regional del territorio Habana-Matanzas, el trabajo de Dora E. García y un colectivo de especialistas. A esto debe sumársele la información geológica existente en los Informes de las investigaciones de los yacimientos de la Región de Peñalver desde la década de los 70' y mas recientemente los realizados en EXPLOMAT en las nuevas localidades en Quiebra Hacha, Jaruco y Madruga. También se*





*consultó muy provechosamente a los compañeros del Dpto. de Mineralogía y Petrología del IGP y en particular a la cra. Ing. Iliana García Cádiz. Del IGP también recibimos todo tipo de apoyo en mapas y muy en especial y de mucha ayuda el CD "Mapas de Rocas y Minerales Industriales de Cuba".*

La explicación más simplificada del proceso geológico ocurrido y que permite vincularlo directamente con lo que hoy existe en el terreno pudiera ser la siguiente:

Como se conoce desde antes de comienzos del Periodo Jurásico (mas de 200 mill. de años) existían movimientos de grandes extensiones de la corteza terrestre en el área que hoy conforman los territorios de las costas del Norte de Centro y Suramérica. Estos movimientos eran en dirección a la región del norte del Continente, específicamente hacia el área que hoy conforman Bahamas y La Florida.

La rocas que formaban estas masas de la corteza terrestre eran de épocas muy anteriores a las de finales del Jurásico o principios del Cretácico (100 mill. de años). Esto explica porque en algunos lugares de nuestro actual territorio se hayan encontrado algunas rocas del Periodo Proterozoico (hasta 1000 mill. de años atrás).

Todo este proceso se encuentra muy bien detallado en el "Modelo de la evolución geológica del Caribe" que fue elaborado por Iturralde-Vinent.

Durante todo el Periodo Cretácico (desde la edad del Albiano hasta Campaniano, unos 25 mill. de años) se va conformando la llamada Placa del Caribe que de forma mas compacta y dentro de un espacio mas restringido fue empujando las grandes masas de rocas provenientes del Pacífico y del Caribe occidental en dirección NE.

Por otra parte en la zona del Norte se llevan a cabo diferentes procesos geológicos hasta conformar el llamado Margen y Plataforma Continentales de Florida y Bahamas frente a la Placa del Caribe que sigue en movimiento.

En esa época, mientras la Placa del Caribe se encontraba bajo las aguas oceánicas profundas al Sur, la región formada por Florida y Bahamas tenía un carácter continental

De manera muy simplificada, a los efectos de nuestro trabajo podemos decir que, en esta etapa, desde antes del Albiano hasta el Campaniano, los complejos de rocas predominantes en estas regiones fueron:

Sobre la Placa del Caribe:

- las **ofiolitas** (rocas efusivo-sedimentarias, gabros, peridotitas, serpentinitas, etc. surgidas en un medio de mares profundos) y sobre ellas y después de atravesarlas,
- las **vulcanitas** (rocas ígneas que surgieron del Arco Volcánico Cretácico, posiblemente, como resultado de la penetración del magma a causa de la presión y el calor provocados por los movimientos de la Placa).

De la Placa del Caribe y de esta Edad son la Formaciones La Trampa y Chirino, esta última hace contacto con la Fm. Peñalver, lo cual se puede ver en algunos afloramientos.

En el Margen Continental (Bahamas-Florida) se encontraban:

- **rocas carbonatadas y silicíticas** ( con intercalaciones de rocas terrígenas y fragmentarias) durante la primera parte de esta etapa hasta el Cretácico Superior Santoniano y
- al final de ella, en la edad Campaniano-Maastrichtiano los **depósitos terrígenos, fragmentarios-carbonatados** que forman parte de la Fm. Vía Blanca.



Durante el periodo de tiempo en que son creados estos complejos de rocas, se desarrolla la **“Primera Fase Tectónica de la Etapa Orogénica”**. Al final de esta **Primera Fase**, se extingue el arco volcánico y las vulcanitas son volcadas sobre las ofiolitas. Posiblemente el movimiento de la Placa del Caribe es el causante de estas deformaciones.

En esta edad, Campaniano Superior-Maastrichtiano,..... “sobre esos dos complejos yuxtapuestos tectónicamente, aun durante el proceso de deformaciones, se depositó un complejo orogénico” (D. García y col., Albeare Iturralde –Vincent, 1982; Piotrowski, 1986).

**Al final, esta Fase termina con un evento de carácter catastrófico, correspondiente al limite Cretácico-Terciario (KTB) (al finalizar el Maastrichtiano), que concluye con la sedimentación de la Fm. Peñalver. (D. García y col.)**

Este evento estuvo.....” relacionado con la formación de gigantescas olas que causaron la destrucción de los márgenes continentales tanto de Yucatán, como de las Bahamas”.....”dando lugar a la formación de megaturbiditas calcáreas tanto sobre el Margen Continental (Fm. Cacarajícara y Amaro) como el Arco volcánico y las ofiolitas (Fm. Peñalver)” (D. García y col”). Hasta aquí la evolución de la Geología Regional que dio lugar al surgimiento de la Formación Peñalver. En lo adelante, el interés que tiene para nuestro trabajo la Geología Histórica de la región es en lo concerniente a los movimientos tectónicos posteriores que definen la situación estructural actual de la Formación.

De ellos, en particular, la llamada **Segunda Fase Tectónica de la Etapa Orogénica** ocurrida debido a la colisión de la Placa del Caribe con la Plataforma durante el periodo transcurrido desde el Paleoceno Superior hasta el Eoceno Medio, reviste especial interés.

En este período se consolidó la estructura oceánica (sobre la Placa del Caribe y en la región frontal de ella) y finalizaron su desarrollo Formaciones como Mercedes, Madruga, Capdevila y otras, las cuales frecuentemente presentan contactos con la Fm. Peñalver, alguno de ellos en forma de fallas.

Un esquema de la secuencia que tuvo el desarrollo de la Etapas Orogénica se muestra en el gráfico a continuación. En el esquema queda caracterizado, el primero de los dos niveles estructurales del actual territorio nacional. Dentro de él tuvo su génesis y se encuentra enmarcada, la Fm. Peñalver.

Este nivel estructural comúnmente se conoce como CINTURÓN o SUSTRATO PLEGADO. El otro nivel estructural que forma nuestro archipiélago y en particular el territorio Habana-Matanzas, que estamos estudiando, esta formado por los complejos de rocas mas recientes y por eso ha adquirido el nombre de la NEOPLATAFORMA. De este último es importante para nosotros lo relativo con todos los movimientos tectónicos oscilatorios que levantaron algunos bloques de la Fm. Peñalver y sobre todo los eventos que dieron lugar a las grandes fallas y sus acciones colaterales que en determinadas circunstancias pueden definir los sistemas de agrietamientos predominantes que afectan la explotación de los yacimientos.

## **PRINCIPALES REGULARIDADES GEO-TECNOLÓGICAS**

Como se ha explicado, el objetivo de esta Investigación, es el de estudiar y conocer aquellos aspectos geológicos y tecnológicos que se presentan de manera regular en la mayoría de las manifestaciones que caracterizan la Formación Peñalver y los procedimientos específicos (ensayos, reconocimientos geológicos, etc.) que se deben seguir para determinarlos.

La presencia y determinación de alguna de estas regularidades puede dar lugar o no a la aceptación de una zona para llevar a cabo estudios geológicos específicos y a proponer un método simplificado para su realización. Los resultados del trabajo permitirán el



establecimiento de parámetros técnico económicos y la forma de la explotación y beneficio de este tipo de rocas y yacimientos así como al diseño tipificado de instalaciones adecuadas para ello. Finalmente, permite el estudio de los morteros y hormigones para establecer sus recomendaciones de uso como áridos y sus índices específicos de consumos.

En esta Investigación se hace también un intento primario para pronosticar y recomendar indistintamente la producción como áridos gruesos, finos o ambos, de las rocas de un yacimiento.

Para facilitar la comprensión del territorio que abarca el estudio se muestra el mapa a continuación, (Mapa 1) el cual será detalladamente explicado posteriormente, en el tema relativo a la yacencia.



A continuación los aspectos estudiados más relevantes basados en los estudios bibliográficos seleccionados, los recorridos geológicos y las Tablas de Comparativas de los Análisis y los Ensayos, adjuntas.

## **1. TEMA DE LA CARACTERIZACIÓN LITOLÓGICA**

Con el trabajo realizado se han podido confirmar los conocimientos geológicos generales que se tienen acerca de la Formación Peñalver, en particular de los grupos litológicos que la componen.

La Formación esta compuesta por rocas sedimentarias clásticas de tipo calcáreo que se presenta por lo general en forma de secuencia gradacional desde los mudstones muy finos, las limonitas calcáreas, las calcarenitas y terminan en su parte inferior en calciruditas (gravelitas). (1)

Como resultado del Estudio realizado en específico sobre la Fm. Peñalver, se han elaborado los siguientes criterios preliminares para su caracterización litológica. Estos criterios son:

### **1.1. De carácter general:**





1. Con un sentido muy tecnológico hemos considerado que el corte litológico típico es el siguiente: Ver Foto No.01 a continuación.



Foto 1. En la parte inferior, las calciruditas. En el intermedio mas pardas las calcarenitas y en la parte superior las limolitas calcáreas ( mudstone; wakestone , packstones; etc.)

2. Las litologías mas frecuentes son las calcarenitas y a continuación, las calciruditas (gravelitas). Le siguen con menos ocurrencia las limolitas. Los espesores de las capas pueden variar de una localidad a otra.

En la secuencia puede faltar algún tipo litológico porque no se sedimentó en la parte de la cuenca que se este estudiando. Las gravelitas a veces contienen lentes y hasta capas de mudstone o packstone

### 1.2. Sobre las Calciruditas

3. El origen de los clastos de las calciruditas (gravelitas) y de las calcarenitas es predominantemente calcáreo. Igual que el origen del cemento que los une.
4. Las calciruditas (gravelitas) se distinguen macroscópicamente por una gran abundancia de clastos mayores de 2 mm que puede llegar a ser hasta de un 85% y comúnmente se encuentra entre un 60 y 70%
5. El cemento es poco (no supera el 20%) y débil. Se comporta como una matriz.
6. El cuarzo es mínimo o no existe (2–3%). La suma de los restantes minerales que están presentes en las calciruditas (gravelitas), como son las rocas volcánicas y las serpentinitas, se encuentran en proporciones inferiores al 20%.
7. Las calciruditas (gravelitas) sin embargo son las que tienen mayor contenido de  $\text{SiO}_2$   
Si se tiene en cuenta que el cuarzo es poco, hay que suponer que junto con las rocas volcánicas básicas están presentes también las ígneas medias.

### 1.3. Sobre las Calcarenitas



8. Las calcarenitas se conocen macroscópicamente por que los granos mayores son visibles y nunca pasan de los 2 mm. Las calcarenitas de los diferentes yacimientos y manifestaciones se comportan petrográficamente un poco diferentes entre si.
9. Las calcarenitas más finas y de granos más pequeños, tiene menos granos que las otras. Contienen casi la misma cantidad de cemento que de granos. Tal es el caso de las muestras JMC1 de Jesús Maria y V2AF de La Victoria. Mientras mas pequeño es el grano, son más tenaces.
10. Cuando las calcarenitas tienen granos iguales o superiores a 0,5 mm, tienen cerca de 50% de granos de calizas preexistentes y poco más de 20% de cemento calcáreo. Son menos tenaces al golpe de la piqueta.
11. Las calcarenitas de las zonas más próximas a Matanzas (SECTOR III del Mapa 1) tienen cantidades de serpentinitas que pueden llegar a un 15%. En ellas también predomina el cuarzo que puede estar entre un 10 y un 15%.
12. Las calcarenitas en la parte occidental (SECTOR I del Mapa 1) de la Formación, no presentaron serpentinita. En ellas el cuarzo puede estar entre un 5 y un 7%. Lo que realmente predomina son las rocas volcánicas en tamaños de hasta 0,8 mm y cantidades de hasta 15–20.
13. Las calcarenitas mas típicas tiene contenidos de  $\text{SiO}_2$  que oscilan entre 10 y 13%, aunque algunos pueden ser menores. Los contenidos de carbonatos totales son altos y están alrededor del 80%. La excepción fue una muestra de La Victoria II (V3 AG).

#### 1.4. Sobre las Limolitas Calcáreas

14. Los wackestones, los mudstones y los plankstones, según la clasificación de Dunham, son los otros grupos litológicos, de significativa abundancia y ocurrencia. Por el tamaño de los granos de clastos calcáreos y fundamentalmente por los microorganismos que contienen así como por la alta presencia de cemento en forma de fango calcáreo, se asemejan mas a la litología limolítica (limolita calcárea o calcisiltita) presente también en la Formación. *(En lo adelante a éste lo llamaremos convencionalmente, el **grupo de las limolitas calcáreas** aunque reconozcamos que no es un termino preciso. En él colocamos por ejemplo los mudstones que tienen menos de un 10% de granos, solamente).*
15. Una parte de las rocas de este grupo, que se encuentran en la cubierta de casi todas las manifestaciones y que por lo general son de colores blancos, cremosos y polvorientos, por su comportamiento físico-mecánico por regla general no constituyen litologías de interés como áridos, aunque existen sus excepciones. Representan un tipo de material que en la construcción se conoce como “cocoa” y que se utiliza como rellenos en pisos o en el “enrajonado” de cubiertas. Su coloración y comportamiento físico-mecánico están dados porque casi toda la roca esta constituida por cemento de fango calcáreo consolidado. En comparación con los restantes tipos litológicos su presencia en la Formación es reducida.
16. Los otros tipos de limolitas calcáreas de colores desde el gris muy oscuro, pasando por grises pálidos hasta carmelitas y carmelitas amarillentos pueden tener una gran importancia como áridos. Se pueden presentar en forma de rajones muy macizos y duros y esos son por lo general los de los colores carmelitas y amarillentos.
17. Los más grises pueden presentarse en pedazos de rocas muy frágiles que fracturan por determinadas líneas o sistemas de grietas. Al fracturarse lo hacen dejando planos de superficies concoides que enmarcan fragmentos casi cúbicos de algunos centímetros de aristas. Estos fragmentos, que quedan después de las fracturas producidas a través de los sistemas de microgrietas, son en extremo duros y tenaces.

18. Este grupo que hemos denominado limolitas calcáreas no contienen casi cuarzo y los mayores por cientos de rocas volcánicas no sobre pasan de 7 a 12 % y se encuentran fundamentalmente en las manifestaciones centrales de la Formación (SECTOR II del Mapa 1).
19. Estos tipos litológicos son los que menos contenido de  $\text{SiO}_2$  tienen, pues se encuentra casi siempre por debajo del 12%. Los contenidos de carbonatos totales son muy similares a los de las calcarenitas aunque pueden ser muy altos cuando se trata de un mudstone. Ver la muestra J3 Mm de Jaruco. La muestra GP3 WPBm es una excepción sujeta a reanálisis.
20. Algunas calizas se presentan ocasionalmente. Son el producto de la transición diagenética de los grupos arriba mencionados (wakestones, mudstones y plankstones) y algunas calcarenitas. Tienen importancia como áridos también.
21. Las limolitas calcáreas y las calcarenitas de grano fino son muy similares. Las zonas de transición no son perceptibles sin la ayuda del microscopio.

## **2. TEMA DE LA ESTRATIGRAFÍA Y YACENCIA**

Las condiciones y procesos geológicos que dieron lugar al surgimiento de esta Formación geológica se explicaron ya pormenorizadamente.

No esta de más, sin embargo, que digamos que hay manifestaciones de esta Formación por toda la parte norte de la Isla que va desde el centro de Pinar del Río a la altura de la Bahía La Mulata, hasta las proximidades de San Miguel de los Baños en Coliseo en Matanzas pasando por las provincias Habaneras. Nosotros estamos concentrados en aquellas manifestaciones que comienzan entre Cabañas y el sur de la ciudad de Matanzas.

La ubicación geográfica de la Formación se pudo ver en el **Esquema de las Áreas de Manifestaciones de la Formación Peñalver** (Mapa 1). Para profundizar en las particularidades de los afloramientos hemos dividido el territorio que ella ocupa en tres Sectores donde estos se presentan con ocurrencia más o menos regular.

Para un mejor reconocimiento, a continuación se hacen unas descripciones de estos Sectores:

- ❖ **SECTOR I**, formado por un grupo de cuerpos alargados mezclados con pequeños promontorios alineados describiendo un arco de poca curvatura por toda el área al Norte de la carretera que va por la costa desde la Bahía de Cabañas hasta la de Mariel.

Estas manifestaciones pueden tener una importancia económica significativa para el desarrollo del Oeste de las provincias habaneras y recientemente comenzó la producción de una pequeña beneficiadora de arena a partir de las calciruditas (gravelitas) en Quiebra Hacha en Mariel.

- ❖ **SECTOR II**, que tiene cinco áreas de afloramientos, manifestaciones y yacimientos, en explotación algunos y otros agotados o abandonados. Algunas de estas áreas se presentan en forma de arcos lo que tal vez guarde relación con su génesis. Esta áreas son:

- Dos áreas en forma de “cuñas” que salen de la Periferia Oeste y Sur de la Ciudad de la Habana.



- Un arco que pasa por los poblados de Los Mangos, Peñalver y Arango y terminan en el Norte de Tapaste conforman el Área de la Región Peñalver. La Región de Peñalver es la principal fuente de áridos finos de la Ciudad de la Habana lo cual no parece que será sustituido en el futuro. Es, además, la principal referencia acerca del empleo de las rocas de esta Formación como material de construcción.
  - Dos áreas de afloramientos en forma de arcos costeros pequeños, paralelos que salen desde dos puntos del litoral al Este de la Habana.
    - El primero desde las proximidades de Guanabo, pasando por Campo Florido y Tumba Cuatro, hasta Jaruco.
    - El segundo arco desde las inmediaciones al sur de Santa Cruz del Norte y llega hasta 4-5 km al sur de Arcos de Canasí.
- ❖ **SECTOR III**, que describe una línea arqueada con los afloramientos de Madruga, las manifestaciones que van desde Santa Ana hasta el pueblo de Cidra y el gran afloramiento que rodea a Guanábana al Sur del extremo Este de la Bahía de Matanzas.

Del estudio realizado a estos Sectores, es posible extraer las regularidades más características en cuanto a la forma en que se encuentran los estratos y los diferentes cuerpos geológicos y sus posibilidades de utilización o no. Los aspectos más interesantes son:

#### 2.1. Sobre la Utilización de los Petroitipos

22. La uniformidad y continuidad petrológica mayores están en los estratos y grupos litológicos inferiores, esto es, en las calciruditas (gravelitas) y en las calcarenitas medias y gruesas que conforman el **PAQUETE LITO-TECNOLÓGICO INFERIOR**. Al comienzo de este periodo de formación de la cuenca, los procesos de hundimiento (subsistencia) y emersión debieron ser menos frecuentes y las fuentes de sedimentos mas estable. Mientras que la Formación Vía Blanca es prácticamente la única base que subyace discordantemente bajo casi toda la Formación Peñalver, las formaciones suprayacentes son varias, discordantes y bastante diferentes, litológica y estructuralmente entre sí, (Nazareno, Cojímar, Peñón, Capdevila y algunas del Grupo Mariel como son Mercedes y Madruga) lo cual demuestra lo inestable de la cuenca sobre todo en los últimos periodos de sedimentación del Cretácico Superior (Campaniano Superior – Maastrichtiano).
23. Para el primer **PAQUETE LITO-TECNOLÓGICO INFERIOR**, las características tecnológicas y las condiciones de yacencia de las calciruditas y las calcarenitas inferiores se pueden estimar con la utilización de las descripciones petrográficas de las muestras tomadas y se puede obtener un alto grado de certeza. (Estas litologías se corresponden aproximadamente con los miembros basal e inferior reportados en el trabajo de D. García y col.)
24. Este **PAQUETE LITO-TECNOLÓGICO INFERIOR** se encuentra representado a lo largo de la cuenca con diferentes espesores. En su parte central (Región de Peñalver) puede llegar a tener unos 40 – 50 m de espesor aunque en los extremos orientales y occidentales de la Formación no supera los 30 m. (Como se verá mas adelante, desde el punto de vista tecnológico, este paquete es un buen productor de arena)





25. Las características y ocurrencia del grupo de las limolitas calcáreas y sobre todo de las mudstones dentro del PAQUETE LITO-TECNOLÓGICO **INFERIOR** deben tenerse en consideración solamente por su relación con el método de explotación del yacimiento y la selección de las rocas estériles. Por los pocos volúmenes que representan y la forma en que están intercalados no constituyen rocas útiles.
26. El segundo PAQUETE LITO-TECNOLÓGICO **INTERMEDIO** compuesto por calcarenitas muy finas y el grupo de las limolitas calcáreas que le sigue en orden ascendente, puede tener un espesor total en la parte central del territorio de cerca de 80m.
27. Unos grupos de las rocas grises y finas de este PAQUETE **INTERMEDIO** pueden, una vez procesadas, dar lugar a áridos gruesos incluso de alta resistencia mecánica. Otros, de similares características, sin embargo, al ser separadas del macizo se fragmentan en pedazos con bajas resistencias mecánicas, que se evidencian con la acción de la piqueta.
28. Existen tipos litológicos pertenecientes a este PAQUETE **INTERMEDIO** que tienen diferentes comportamientos mecánicos deben muestrearse y ensayarse antes de su exploración geológica como áridos.
29. Finalmente, dentro de este segundo PAQUETE **INTERMEDIO** también se encuentran calizas y limolitas calcáreas de estructuras normales que suelen ser muy resistentes. Estas rocas se caracterizan por sus colores claros desde amarillos a pardos claros y por su alta tenacidad cuando se tratan de picar o romper con la piqueta. (ver punto 16 del Tema de la Litología).
30. Para la determinación estimada de las reservas de rocas útiles de este segundo PAQUETE **INTERMEDIO** se requiere, sin lugar a dudas, de ensayos tecnológicos complementarios bien dirigidos a obtener los conocimientos que no se pueden predecir solo con la descripción petrográfica. (Las litologías y la posición de este paquete son comparables con las de los miembros medio y superior que fueron reportados en el trabajo de D. García y col.)
31. Del PAQUETE LITO-TECNOLÓGICO **SUPERIOR**, los mudstones (mícriticos) y las calcilitas determinadas mediante la descripción petrográfica pueden estimarse como rocas no útiles a los efectos de la producción de áridos. Las restantes litologías deben ser ensayadas por los métodos físicos mecánicos y tecnológicos. Este criterio se basa en los resultados de los ensayos que veremos posteriormente

Estas rocas son frecuentes en la cubierta del yacimiento Guido Pérez y en la manifestación de La Tapia se reconocen también por sus contactos frecuentemente discordantes con las calcarenitas subyacentes.

## 2.2. Sobre la Explotación

32. Las intercalaciones de rocas no útiles que constituyen estériles, se presentan de forma menos abundantes y frecuentes que en otros yacimientos y formaciones de rocas para áridos (por ejemplo el carso en las calizas). Las reglas para la aparición de estas rocas se ajustan mas a los procesos que determinaron el surgimiento de la Formación y este tipo de roca se presenta de forma menos aleatoria y manteniendo cierta regularidad.



33. Dentro de las calciruditas (gravelitas) que es el estrato inferior de la Formación pueden aparecer bolsones y lentes de sedimentos arcillosos, terrosos, del tipo de las rocas arenosas piroclásticas compuestos por de fragmentos de rocas de diferentes procedencias (volcánicas, arcillas, etc.). Los bolsones tienen aproximadamente un par de metros de diámetro y los lentes unos 4 ó 5 m de espesor y dos o tres decenas de metros de ancho. También encontramos bolsones de otras rocas como aleurolitas y lutitas (argilitas). Los lentes como el aquí descrito deben extraerse selectivamente. Los bolsones pueden ser enviados a las instalaciones donde se disgregan y se van con los finos del lavado de las arenas.
34. Es necesaria siempre la ubicación de la Formación Vía Blanca en los estudios geológicos particulares porque el carácter discordante de la unión entre las Formaciones Vía Blanca y Peñalver y los grupos litológicos que componen la primera, son las razones para que encontramos estos lentes y bolsones.
35. En las manifestaciones cuyos afloramientos presentan contactos en toda la periferia de su superficie con la Fm. Vía Blanca, no es posible esperar continuidad ni vínculo entre esas manifestaciones, por muy cercanas que estén. La Fm. Vía Blanca constituye la base sobre la cual yace la Fm. Peñalver de manera casi general.
36. Se desprende también que los afloramientos alargados pero muy estrechos rodeados por la Fm. Vía Blanca tiene poco interés para la explotación.
37. Para la explotación de estos tipos de yacimientos, deben tenerse en cuenta las condiciones de cambio de litología y cambios de relieve para establecer el diseño, ubicación y portabilidad de la instalación de beneficio y el Proyecto de Explotación que interrelacione todos los bloques que serán explotados.

### 2.3. Sobre las condiciones de yacencia

Los Sectores que abarcan la Formación representan una banda discontinua compuesta por afloramientos de diferentes tamaños y formas. Existen también diferentes formas de presentación en el territorio.

38. En algunos casos aparecen grandes extensiones que mantienen la continuidad y presentan grandes cuerpos geológicos como son los casos de las Victorias, La Tapia y Guanábana. *(La manifestación La Tapia aparece reflejada en el Mapa Geológico 1: 100 000 como un solo cuerpo de unos 3,5 kms de longitud E – W y 1,0 km de Norte a Sur).*
39. En otras localidades se presentan grupos de pequeños afloramientos separados entre si por dislocaciones abruptas del relieve medio del terreno y son discontinuidades como fallas, etc. que devienen en cañadas y quebradas y que reflejan cambios en la litología. Los afloramientos se corresponden con las elevaciones del terreno y su volumen de reservas útiles va desde algunos cientos de miles de m<sup>3</sup> hasta 3 ó 5 millones de m<sup>3</sup>. *(En Quebra Hacha en Mariel en un área de 10 km<sup>2</sup> existen 10 elevaciones. De ellos solo en uno se han estudiado 1,2 millones de m<sup>3</sup> de calciruditas (gravelitas). En el resto las cantidades de gravelita han sido menores).*
40. Con frecuencia se observa el buzamiento de los estratos en dirección Norte – Noreste con un ángulo de inclinación que va desde 45 a 50 grados hasta 60 a 75 grados.
41. El relieve general de las manifestaciones es descendiente hacia el litoral Norte lo cual solo se puede apreciar en los mapas cartográficos de las manifestaciones.

### **3. TEMA DE LA TECTÓNICA Y FENÓMENOS ASOCIADOS**

El estudio realizado de la Fm. Peñalver tuvo, necesariamente, que aproximarse al estudio de su tectónica y los fenómenos que dieron lugar a las deformaciones y movimientos que sufrieron los estratos desde su sedimentación hasta el estado en que se encuentran en la actualidad.

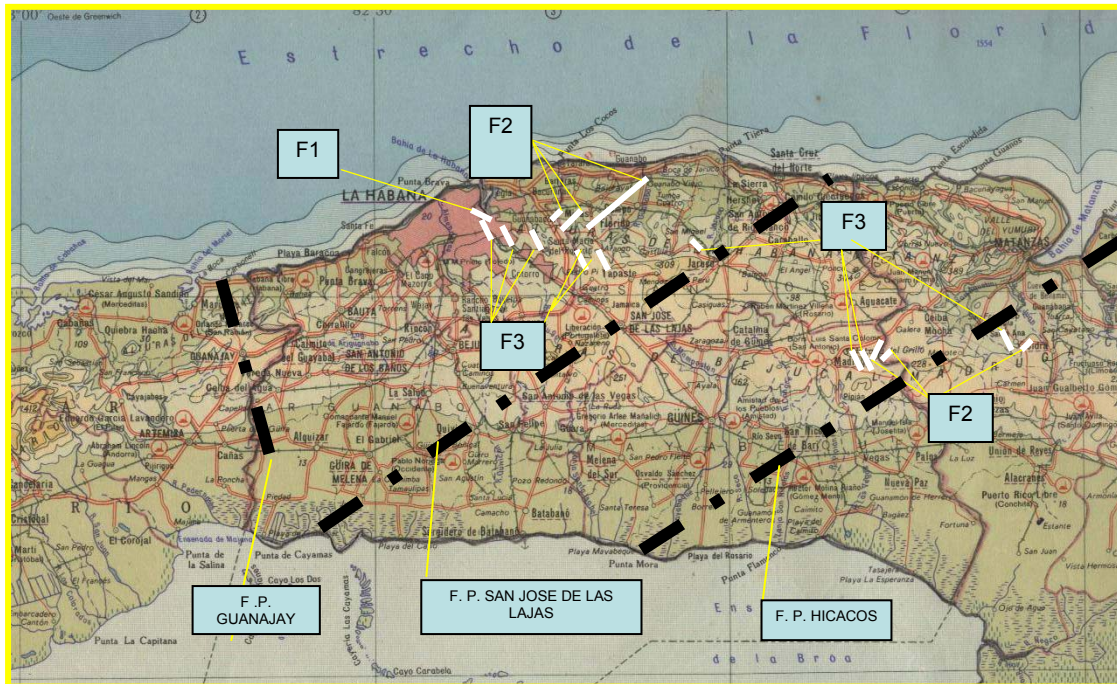
El conocimiento de la tectónica representa la posibilidad de emitir juicios estimados que permitan un mejor desempeño tecnológico ulterior de las canteras en cuanto a:

- Una explotación eficiente y segura mediante el reconocimiento de los principales planos de deslizamiento y sus inclinaciones; el tipo de rocas de las grietas rellenas con materiales fuera de los requerimientos o perjudiciales; las mejores condiciones para voladuras productivas, etc.
- Un tratamiento industrial óptimo porque se conoce el grado de triturabilidad y la contaminación de las rocas a procesar procedentes de las zonas afectadas tectónicamente y,
- Una utilización adecuada como áridos para las construcciones de los grupos litológicos asociados a las deformaciones.

El panorama tectónico hasta el momento reportado en la bibliografía y los mapas existentes y su asociación con las observaciones que se han hecho en el campo, todo lo cual se encuentra recogido en este estudio, ha sido una primera aproximación a la determinación que debe hacerse de los sistemas de agrietamiento predominantes necesarios para el logro de los objetivos que acabamos de describir.

Para ello comenzaremos con un apretado recuento de las evidencias de la actividad tectónica que se han tomado:

*(Para facilitar la comprensión de las observaciones que se han recogido y que se describen a continuación hemos confeccionado el siguiente **Mapa Esquemático Tectónico de la Formación**) (Mapa 2).*



### 3.1 De la Primera Fase Tectónica de la Etapa Orogénica

Como se ha recogido en la bibliografía específica, la Primera Fase Tectónica de la Etapa Orogénica de la región Habana – Matanzas...“concluyó con la sedimentación de la Fm. Peñalver como resultado de un evento catastrófico que tuvo lugar al finalizar el Maastrichtiano”... (Dora García y Col., 2003). Este evento catastrófico se reporta como...“un gran deslizamiento submarino de una masa clástica carbonatada. Dicha acumulación de material clástico se formaría en una zona extrarrecifal o en el borde del veril y posteriormente caería con un alud de lodo y grava hacia la cuenca marina maastrichtiana”... (Bronniman y Rigassi). (Ver Gráfico del Surgimiento de la Fm. Peñalver en el Capítulo correspondiente).

42. Se puede considerar entonces que esta es la razón del buzamiento de los estratos en dirección N-NO en casi todos los afloramientos de la Formación.
43. Esta es la causa por la cual en las manifestaciones las calciruditas afloran mas frecuentemente hacia el Sur y que aparezcan los otros tipos litológicos hacia el Norte, empezando por las calcarenitas como si éstas se hubieran corrido por sobre las calciruditas (gravelitas).

Esta impresión es favorecida por el hecho de que, como se ha dicho, el relieve declina del Sur al Norte de la Formación propiciando la denudación de las elevaciones en este sentido; llevándose las calcarenitas hacia las partes mas bajas y dejando las calciruditas en las partes superiores.

44. Esto explica también porque en los cortes de Sur a Norte, en algunas elevaciones aparecen las calciruditas (gravelitas) por sobre las calcarenitas, como si la secuencia litológica estuviera invertida.

Otra cuestión interesante es la que tiene que ver con la relación de la Fm. Via Blanca y la Fm. Peñalver. Como se sabe estas dos son las Formaciones que caracterizan esta





Primera Fase de la Etapa Orogénica y Vía Blanca subyace discordantemente bajo Peñalver.

45. Los contactos de los afloramientos de la Fm. Peñalver con la Fm. Vía Blanca frecuentemente están marcados por fracturas en dos direcciones:

- Unas en dirección O-NO que se ven bien señaladas en el Área Periférica Superior de la Ciudad de la Habana y sobre los afloramientos alargados que se encuentran al Norte de los yacimientos de la Victoria 1 y de la Victoria 2 en la Región de Peñalver y
- Otras en dirección NE que están asociadas a los afloramientos de los yacimientos de Guido Pérez el cual es atravesado por una de ellas; a las canteras de Las Victorias (una de las fallas dista 500 m. de Victoria 2) y una alargada desde la Victoria 4 hasta la costa en Guanabo que corta el yacimiento La Guayaba Sector II. El Área Santa Cruz-Canasí también es cortada en sus afloramientos más importantes por fallas con la misma dirección NE.

Es importante destacar que en las canteras de los yacimientos de Guido Pérez y la Victoria 2 se encuentran planos tectónicos con deslizamientos y manifestaciones de fricción y milonización evidentes, que están orientados en la misma dirección de estas fallas NE que aparecen en el Mapa Geológico 1: 100 000.

46. La relación entre algunos planos tectónicos significativos de las canteras Guido Pérez y La Victoria 2 y las fallas NE en la Región de Peñalver, debe ser confirmada posteriormente para que constituya un elemento que caracterice los bloques de reservas y oriente su explotación.

### 3.2. De la Segunda Fase Tectónica de la Etapa Orogénica.

Una vez constituida la Fm. Peñalver, se consolida la “paleoestructura oceánica” que no es más que la parte superior de la Placa del Caribe (vulcanitas, ofiolitas, etc.). Sobre esta estructura... *“se generaron la cuencas pasivas transportadas que en este territorio finalizaron su desarrollo en el Eoceno Inferior parte baja (formaciones Mercedes, Madruga, Apolo – Grupo Mariel- y Capdevila)”... (Dora García y Col., 2003).*

47. En las Áreas de la Periferia de la Ciudad de la Habana hay un grupo de dislocaciones con dirección N-NO que afectan y crean corrimientos no solo en los afloramientos de estas formaciones del Grupo Mariel, sino también en la Fm. Peñalver.

48. La presencia de estas fracturas en las Fm. del Grupo Mariel y Capdevila que están en contacto con la Fm. Peñalver sugiere que debemos buscar fracturas similares en esta última, aunque esto no significa que necesariamente deban aparecer.

Es necesario aclarar que estas fracturas pudieron no haber sido creadas en esta Segunda Fase Tectónica de la Etapa Orogénica. Muchas de ellas, al aparecer en los contactos entre las Formaciones, o sencillamente cuando las atraviesan, pueden evidenciar la elevación de los bloques debido al desmembramiento tectónico ocurrido en la siguiente Etapa Neoplatafórmica a la que se hace referencia en la bibliografía estudiada .

49. Fracturas con iguales direcciones a estas aparecen en el Plano 1:100 000, no solo en los afloramientos del Área Inferior de la Periferia sino también en la zona Sur del Área de Peñalver; en Jaruco; en el afloramiento grande al Oeste del Área de Madruga (yacimiento La Cooperativa) y en la parte Este del Área de Santa Ana-Cidra.



### 3.3 De la Etapa Neoplatafórmica.

*“La etapa postorogénica o neoplatafórmica se caracterizó por el depósito de una cobertura carbonatada (Iturralde-Vinent, 1977; Albear e Iturralde-Vinent, 1982) la cual comenzó a partir del Eoceno Inferior parte alta con la sedimentación de las formaciones Universidad y Perla (Bronniman Y Rigassi, 1963) prolongándose la misma hasta el Reciente”. (Dora García y Col., 2003).*

Según se reporta, en el territorio ocupado por la FM. Peñalver y hacia el Sur, no solo hubo una alta sedimentación, sino también una intensa actividad tectónica que se desarrolló desde la parte alta del Eoceno Inferior hasta el Plioceno Inferior, aunque con un receso durante el Mioceno Superior donde no fueron afectados por la actividad tectónica sus depósitos ni después los del Plioceno Medio y Superior y el Cuaternario. (en el Plioceno Inferior hubo actividad tectónica).

Existió, según se explica, un intenso desmembramiento *“vinculado con la intensificación de los movimientos tectónicos oscilatorios, que caracterizaron el desarrollo de esta etapa postorogénica y la acción de grandes fallas” (Dora García y Col., 2003).*

Estos movimientos de ésta etapa postorogénica, crearon las fallas menores que aparecen cortando las Formaciones próximas o en contacto con la Fm. Peñalver en el Mapa 1:100 000.

50. Como ya hemos visto, cuando existen estas fallas menores hay que buscar dislocaciones similares en los yacimientos para completar el “sistema de agrietamientos dominantes” en las canteras.

### 3.4. De las Fallas Principales.

La bibliografía revisada sobre la evolución geológica del territorio, en los aspectos relativos a la Tectónica, hace especial hincapié en la existencia de las llamadas fallas principales y constantemente se aportan nuevos elementos sobre estas grandes dislocaciones.

En particular para el estudio que se realiza, este aspecto es de sumo interés. Según el tipo de estas Fallas Principales y su ubicación geográfica, se puede pensar que el desarrollo de éstas haya repercutido y provocado también los sistemas de fallas más pequeños que hemos encontramos en los yacimientos de la Fm. Peñalver.

Así por ejemplo:

- La Falla Principal San José de las Lajas aunque es de menos desplazamiento pasa muy cerca del Área de Peñalver y tiene la misma dirección, NE, de las fallas que hemos visto en Guido Pérez y La Victoria 2 (fallas F2 en el Mapa 2)
- En esta misma dirección pero mas al Este esta reportada la Falla Principal Hicacos, marcadamente de tipo transcurrente sinistral reconocida por su gran desplazamiento y que pudo haber sido determinante en el surgimiento del anticlinal Madruga-Cidra al cual están asociadas las Áreas de afloramientos de Madruga y de Santa Ana-Cidra descritas con anterioridad. En estas dos Áreas existen también fallas menores con la dirección de las que describimos en el Área de Peñalver (fallas F2)
- La Falla Principal Guanajay esta también conceptuada como la causante de grandes agrietamientos y paralelas a ella también transcurren las fallas menores que hemos agrupado con el símbolo de F3 (Mapa 2).

51. Existen muchos elementos tectónicos y geomorfológicos para llevar a cabo un estudio de correlación de los sistemas de fallas principales conocidos, con el



comportamiento de los macizos rocosos existente en cada uno de los Sectores, Áreas y Zonas de afloramientos de la Fm. Peñalver.

#### **4. TEMA DE LA CARACTERIZACIÓN QUÍMICA**

Durante el estudio también se ha llevado a cabo la caracterización química mediante los ensayos de determinación cuantitativa de un número de componentes químicos seleccionados. Esta selección de los componentes se realizó en atención a las cantidades de ellos que la bibliografía reconocía como propias y significativas para este tipo de rocas. Los objetivos fundamentales que se persiguen son los siguientes:

- Complementar la información de las descripciones petrográficas.
- Establecer los valores característicos de la composición química que permitiesen un rápido reconocimiento pronóstico de los petrotipos mediante la composición química. Los laboratorios de ensayos químicos son bastante frecuentes en todos los territorios.
- Confirmar la continuidad y regularidad química en las diferentes manifestaciones de la Fm. Peñalver.
- Establecer pronósticos sobre la presencia o no de elementos químicos perjudiciales para la producción del hormigón.

Con esos elementos como premisas se realizó el estudio y se llegaron a los siguientes resultados:

52. Las calciruditas (gravelitas) se caracterizan por que contienen casi el doble del cuarzo que las calcarenitas y un 15% menos de carbonatos totales. El cuarzo esta próximo al 20% y los carbonatos cerca del 65%.

53. De los restantes componentes no hay nada sobresaliente pero las calciruditas (gravelitas) contienen un poco mas de hierro y alúmina que las calcarenitas.

54. A pesar de contener algunas cantidades de minerales de base silíceas, los minerales de las rocas de la Formación se comportan de manera inocua cuando se someten a los ensayos de la reacción árido - álcalis.

Los ensayos realizados a unas muestras del Yacimiento Jesús María y de la Manifestación La Cooperativa dieron los siguientes resultados:

ENSAYO	MUESTRA			
	Calcarenita			Gravelita
	JMC1	JMC3	LC1	LC2
Sílice Soluble (Sc) (%)	0	1,33	5,74	0,42
Reducción de la Alcalinidad (Rc) Mmol/L	150,8	187,2	228,8	254,8

Tabla 01.

De acuerdo con la Norma ASTM C- 289 con estos contenidos de sílice soluble y de reducción de la alcalinidad no se puede esperar ninguna reacción perjudicial importante.





55. No hay minerales metálicos de compuestos de azufre y hierro (piritas, etc.) ni fragmentos de rocas en cantidades apreciables o de consideración que nos induzcan a buscar una posible inestabilidad a la acción de los sulfatos.
56. Los valores del contenido de los componentes seleccionados son bastante uniformes. Sobre todo en las calciruditas (gravelitas). Lo cual se puede ver en la Tabla Resumen de los Ensayos.

Por otra parte, cuando se estudian de conjunto todas las muestras ha surgido un hecho significativo:

Los resultados de los ensayos químicos de la muestra T1CAF del grupo de las calcarenitas, la aleja de la composición típica de las restantes calcarenitas. Por otra parte la composición de la muestra J3 Mm del grupo de las rocas muy finas (mudstone, etc.) también difiere de las restantes muestras de este grupo.

Resulta interesante sin embargo el parecido que tienen entre si la composición química de ambas muestras a pesar de encontrarse en grupos litológicos que han sido caracterizados como diferentes. ¡Muy bajo contenido de sílice y muy alto por ciento de carbonatos totales!

En la clasificación petrográfica, se describe la muestra T1CAF, como una calcarenita de textura arenácea compuesta por cemento de calcita microcristalina intersticial (20-30%), fragmentos de calizas preexistentes (30-35%) y microorganismos (20-25%) que nosotros presumimos con alto contenido carbonático. El resultado es una roca de grano en el rango de las arenitas y un % de carbonatos de casi el 88% que bien pudiera considerarse una caliza de grano grueso.

Algo similar ocurre con la muestra J3 Mm compuesta toda por fango calcáreo arcilloso, de textura micrítica y que también pudiera considerarse como una caliza pero en este caso micrítica.

Como se verá mas adelante el comportamiento físico-mecánico y tecnológico de las dos muestras es muy similar. De aquí se pudiera concluir lo siguiente:

57. La presencia de calizas como otro grupo litológico que, aunque poco frecuente, también se encuentra presente en la Fm, Peñalver, tal y como se ha visto en el Yacimiento Guido Pérez, queda demostrada también con los ensayos químicos realizados a las dos muestras acabadas de mencionar.

## **5. TEMA DEL COMPORTAMIENTO FÍSICO- MECÁNICO Y TECNOLÓGICO**

Para la interpretación del comportamiento físico mecánico y tecnológico de las rocas de esta Formación y la regularidad y similitud con que se puede presentar de una manifestación a otra, nos hemos apoyado en los siguientes elementos:

- los resultados de los ensayos
- los requerimientos de la actualidad constructiva
- las ultimas consideraciones sobre los métodos de ensayo
- los antecedentes sobre la explotación y uso de estos tipos de yacimientos.

Así como los aspectos analizados con anterioridad nos ayudarán a simplificar el pronóstico de las potencialidades de esta Formación, este aspecto relativo a sus regularidades físicas y mecánicas, y sus posibilidades tecnológicas de explotación, nos permitirán hacer el uso mas racional de todas sus reservas y grupos litológicos así como obtener la mayor cantidad de productos de ellos.

A continuación revisaremos los aspectos más importantes relativos a esta temática, para cada uno de los grupos petrográficos por separado, esto es, para las calciruditas, las calcarenitas y el grupo que hemos dado en llamar de las limolitas calcáreas y similares.

Pero como en realidad del frente de las canteras de los yacimientos de esta Formación llegaran todos estos tipos petrográficos mezclados debemos estudiar muy profundamente el material proveniente de las canteras como un "todo-uno" también y es por ahí por donde empezaremos con los casos más comunes y frecuentes.

#### 5.1. Sobre el "todo-uno" de las canteras.

Aquí pueden presentarse dos situaciones:

- ***Dentro de un mismo tipo litológico, incluso como pueden ser las calcarenitas, hay cambios importantes en cuanto a su comportamiento físico mecánico y sobretodo tecnológico.***

Por ejemplo aquellas de granos más finos, son más duras y tenaces, lo cual es propio de las rocas utilizadas para producir áridos gruesos. Tal es el caso de de las calcarenitas de la Cantera Jesús Maria en Matanzas. Ver tabla 02 y comentario a continuación.

#### COMPARACIÓN DE LAS CALCARENITAS DE JESÚS MARIA

ENSAYO	VALORES (%)		
	JMC-1	JMC-2	JMC-3
Trituración al cilindro (seco) (%)	14,2	38,4	38,9
Absorción (%)	5,6	8,45	10,14
Prueba de molienda (%)			
Mayor de 19,1 mm	22,2	0,8	1,4
19,1 – 9,52 mm	46,2	34,9	38,5
19,1 – 4,76 mm	13,4	16,8	27,4
Menor de 4,76 mm	18,1	47,4	32,7

Tabla No. 02 Es posible notar que el comportamiento de la muestra JMC-1 es igual al de una roca para árido grueso.

58. Las rocas de un mismo tipo litológico se encuentran en los frentes, mezcladas entre sí de forma aleatoria y no es posible su tratamiento por separado. Todas pueden producir arena y algunas darán áridos gruesos según especificaciones.

59. Las producciones de arena (o polvo) y de árido grueso de un mismo grupo litológico pero con variedades de diferente comportamiento tecnológico pueden utilizarse, pero debe haber un control diferenciado en cuanto a las resistencias mecánicas de los áridos gruesos.

- ***Frecuentemente en el todo-uno vienen las rocas de diferentes grupos litológicos que son útiles pero que tienen diferente comportamiento tecnológico y no es posible extraer por separado.***

Se trata de los casos, muy frecuentes y generalizados en esta Formación, en que están los diferentes grupos litológicos entremezclados. Eso ocurre hoy en día en todas las canteras en explotación que pertenecen a la Fm. Peñalver

La separación de los diferentes tipos en el corte del frente o después de la voladura en la cantera es imposible o para lograrlo como ocurre en la Cantera la Victoria 2 se incurre en pérdidas considerables de reservas útiles.

Para esta cantera se diseñó una instalación original que producía árido grueso de la fracción 5-10 mm, el cual provenía lógicamente de las rocas más duras que llegaban mezcladas con las otras menos duras de las cuales se obtenía la arena.

Tratando de producir también arena de esa fracción 5 – 10 mm, se situaron nuevos equipos trituradores de impacto mas apropiados para ese tipo de roca dura, que si bien por un lado trituraban esta fracción por otro convertían las fracciones originalmente previstas para producir arena en finos que se perdían en el lavado.

El resultado es que en la actualidad esas fracciones originalmente destinadas para arena ya no lo son y se separan como escombros o se dejan en frentes inactivos y entonces, por el contrario, toda la arena se produce de las rocas más duras y tenaces con el consecuente mayor consumo de energía. Ver tabla 03

#### VALORES DE LOS ENSAYOS A DOS MUESTRAS DE ROCAS ÚTILES EMPLEADAS EN LA VICTORIA 2 PARA PRODUCIR ARENA.

ENSAYOS	MUESTRAS	
	V2AF	V1CL
Trituración al Cilindro		
(seco) (%)	12,9	11,9
(saturado)(%)	19,4	17,2
Abrasión (%)	34,4	30,1
Absorción (%)	3,11	3,85
Prueba de molienda (%)	5,2	6,1
Mayor de 19,1 mm		
19,1 – 9,52 mm	61,8	62,9
9,52 – 4,76 mm	16,6	14,1
Menor de 4,76 mm	16,3	16,8

Tabla 03

Existe, por tanto, una regularidad de la cual se desprenden otras tres:

60. La presencia de grupos litológicos entremezclados que tienen diferente comportamiento físico mecánico y tecnológico es frecuente en la Formación y
61. Si se quiere obtener solamente arena se incrementan las perdidas porque una parte de la roca se convierte en material menor de 0,149 mm debido a la sobre trituración del las rocas menos duras.



62. No es posible hacer una explotación selectiva según las propiedades físico mecánicas. Cuando se pretende hacer, se dejan grandes reservas que pueden ser útiles para la producción de arena.

## 5.2. Sobre las calciruditas (gravelitas) del PAQUETE LITO-TECNOLÓGICO INFERIOR (BASAL)

Constituyen el Miembro basal de la Formación. y pueden alcanzar espesores de hasta 25 m. Por su posición en la columna estratigráfica se comportan bastante homogéneas. Como se explicó en el Tema de la "Tectónica y los fenómenos asociados". Muy frecuentemente aparecen en el relieve superior de los afloramientos y por eso constituyen el primer grupo litotecnológico que se presenta para ser explotado y utilizado fundamentalmente como arena.

De los ensayos físico-mecánicos y tecnológicos hemos interpretado lo siguiente:

63. Las calciruditas (gravelitas) se comportan como áridos gruesos normales para producir hormigones de hasta 40 Mp. según el ensayo a la Triturabilidad al Cilindro seco y saturado, sin embargo, al realizar las Pruebas de Molienda en ningún caso se obtuvo material mayor de 19,1 mm. Las cantidades de material menor de 9,52 mm estuvieron alrededor del 70 – 80 % y de ello aproximadamente un 50% era menor de 4,76 mm. Eso significa que,
64. Las posibilidades de contar con áridos gruesos a partir de las calciruditas (gravelitas) son muy limitadas.

Ante la imposibilidad de obtener suficiente cantidad de árido en la fracción 19-9,52 mm para realizar los ensayos de la abrasión a las calciruditas (gravelitas) según la Norma de Especificaciones NC – 251, se realizaron ensayos con la fracción 4,76 – 2,38 mm que también prescribe la Norma de Ensayos NC – 188 con la intención de establecer parámetros de comparación.

Los valores resultaron no solo ser muy parecidos entre sí, sino que la cantidad de material menor que el tamiz de referencia 1,68 mm (tamiz 12 según la Norma ) estuvo por debajo de lo que habitualmente se obtiene con la fracción de 19,1-9,52 mm como se vio posteriormente en los ensayos similares que se hicieron a las calcarenitas. En realidad lo que al final se ensayó fue la resistencia a la abrasión de la fracción superior (4,76-2,38 mm) de la granulometría de una arena de calcirudita (gravelita).

Este ejercicio confirma por una parte, el principio del efecto de escala en los especímenes de rocas cuando se evalúan sus capacidades mecánicas.

65. Por otra parte demuestra que la arena producida, solamente, a partir de las rocas del tipo calciruditas (gravelitas), serán similares, mecánicamente, a las de los otros grupos litológico de la Fm. Peñalver, a pesar de las escasez de cemento en su estructura petrográfica.
66. La absorción en las calciruditas se presenta por encima del 3% aunque no de manera elevada (no sobrepasó el 7%). Esto es un elemento importante a tener en cuenta a la hora de preparar y dosificar los hormigones.

## 5.3. Sobre las calcarenitas PAQUETE LITO-TECNOLÓGICO INFERIOR

Son el grupo más representado en la Formación y se encuentra vinculado a los dos primeros y más masivos paquetes litológicos en relación estratigráfica estructural con las calciruditas (gravelitas) de las partes inferiores y las limolitas calcáreas de las partes medias y superiores de la columna litológica tipo.

Del análisis del comportamiento de los ensayos y su comparación con la descripción petrográfica de las muestras se ha podido observar lo siguiente:

67. La resistencia durante el ensayo a la triturabilidad y el por ciento de material mayor de 4,76 mm aumenta en la medida que los clastos- de cualquier mineralogía - son mas finos – menores de 0,1mm – y la cantidad de cemento intersticial es mas alto – mas de 30% -

Durante la toma de muestras, en los recorridos, hemos observado cierta susceptibilidad al intemperismo, casi igual al de las calciruditas (gravelitas) y mucho más que en las rocas de textura micrítica como las del grupo que llamamos de limolitas calcáreas en le segundo PAQUETE LITO-TECNOLÓGICO **INTERMEDIO**.

Las muestras tomadas en los frentes abiertos hace mas de 15 años y agotados o abandonados como son los de Jesús Maria y La Cooperativa han evidenciado que las calcarenitas, con este grado de intemperismo, se han comportado más débiles que aquellas tomadas en los frentes en activo. Esto no ocurre tan marcadamente con las otras rocas micríticas del segundo paquete litológico.

Al comparar el comportamiento a la abrasión de las calcarenitas intemperizadas – mediante el ensayo con muestras de fracción 19,1 – 9,52 mm – se ha podido comprobar también un incremento del material pasado por el tamiz 12 (1,68 mm) – entre un 35 y 60% - en comparación con los otros grupos litológicos de este segundo paquete.

68. Las calcarenitas, por lo general, son las portadoras de las fracciones menores de un milímetro para las producciones de arena y de ahí su importancia como portadora de finos lo cual garantiza la obtención de granulometrías adecuadas en esta fracción cuando las mismas son tratadas industrialmente con los equipos adecuados (trituradores de impacto, martillos, etc.).

69. Lo anterior no excluye la posibilidad, como se vio al inicio de este tema, que se puedan obtener también áridos gruesos de muchos tipos de calcarenitas.

70. La absorción en las calcarenitas también se manifiesta de manera elevada cuando se trata de muestras tomadas de afloramientos intemperizados o yacimientos abandonados.

Esto se puede observar cuando se comparan las muestras de esos afloramientos con las que fueron tomadas del frente en activo de La Victoria 2. (Muestras V2 AF y V3 AG) ( ver Cap. 4).

#### **5.4. Las limolitas calcáreas y los grupos similares del PAQUETE LITO-TECNOLÓGICO INTERMEDIO.**

La otra parte del grupo que hemos dado en llamar de limolitas calcáreas, es aquel que se encuentra, junto con las calcarenitas muy finas y duras, en el *segundo* PAQUETE LITO-TECNOLÓGICO **INTERMEDIO** descrito en el Tema de Estratigrafía y Yacencia. Estas rocas se diferencian de las anteriores por tener colores mas oscuros (grises, pardos, amarillos fuertes, etc.).

El rasgo que las caracteriza son sus altas prestaciones mecánicas, su alto contenido de material por sobre los 4,76 mm, después de molidas, y sus bajos niveles de absorción. Estas propiedades las tienen las de la tabla 08 del Capítulo 4, con excepción de la J1Bm (J1CL) y la



T2 PBiE (T2 CASI) que a pesar de pertenecer al mismo grupo petrográfico, sedimentaron en condiciones diferentes.

71. La forma de identificar aquellas rocas que siendo de este grupo, no gozan de buenas prestaciones, es por sus altas absorciones que se corresponden después con pobres resultados del ensayo a la triturabilidad saturada.
72. El resto de las rocas de este tipo pertenecientes al grupo de las limolitas calcáreas y las calcarenitas muy finas tienen buenos parámetros físico mecánicos y son sin lugar a dudas, las principales fuentes de áridos gruesos en la Fm. Peñalver.

De hecho el yacimiento de Guido Pérez, a donde pertenecen las tres muestras de la Tabla 08 en el Capítulo 4 y que se encuentran inicialadas con las letras GP, ha sido durante años un alto productor de áridos gruesos que incluían la fracción de 38,1-19,1 mm así como también lo fue el yacimiento, ya agotado, de Río Piedra al cual pertenece la muestra RP1 WPBm.

73. Es característico también, que las condiciones de sedimentación de estas rocas de altas prestaciones hayan sido las de mares profundos (Battiales), fríos y poco salobres y de baja energía.

Esto se pudiera explicar por la gran subsidencia, la sedimentación profunda y el peso posterior de los otros sedimentos.

Finalmente dentro de esta parte del grupo de las limolitas calcáreas no es posible dejar de mencionar las rocas grises de granos prácticamente microscópicos que se presentan de forma muy agrietadas y que se comportan muy frágiles y quebradizas. Los mejores ejemplos se ven en las canteras de Río Piedra y en Guido Pérez.

Los casos más significativos son aquellos que presentan un agrietamiento que se pudiera vincular con la designación de las "estructuras de escape de agua" que se da en el trabajo de Dora García y col. La bibliografía también reporta casos de rocas que han sufrido procesos ulteriores de desecación bajo el peso de los estratos superiores y a partir de ahí se formaron sistemas de grietas. No se puede descartar tampoco ni confundirse con la posibilidad de estar en presencia de un fuerte clivaje provocado por dislocaciones severas muy locales.

74. Casi todas estas rocas grises, finas y agrietadas pueden, una vez procesadas, dar lugar a áridos de alta resistencia mecánica. Otras, sin embargo, al ser separadas del macizo se fragmentan en pedazos por lo que, a la hora de predecir las potencialidades de la manifestación geológica, todas deben estudiarse antes, para su utilización como áridos.

Hay que tener en cuenta que no se trata de lentes o capas aisladas y finas sino de estratos que pueden tener varias decenas de metros de espesor y sistemas de abundantes grietas. Incluso en ocasiones se trata de pedazos de rocas que ya han sido separadas del macizo y que una vez en el piso al pasar el tiempo se abren las grietas. La superficie concoidea del plano de la grieta caracteriza los fragmentos agrietados.

Dentro del macizo se ven también las líneas de grietas perpendiculares a la estratificación, con planos de superficies concoideas por los cuales han penetrado sedimentos.

La zona donde se presenta esta anomalía cubre la parte Este del último escalón de la cantera Río Piedra y es por esa razón que se abandonó la explotación.





Es necesario apuntar que los fragmentos son muy difíciles de reducir de tamaño incluso con golpes fuertes de piqueta, después que son cortados por las grietas.

75. La existencia de este fenómeno estructural en determinadas partes de los estratos de esta litología limolítica deberá ser objeto de una investigación posterior.

En esa investigación se debe determinar la génesis de este fenómeno, así como las posibilidades de ocurrencia en la Formación y las condiciones para su utilización posterior como árido o no.

#### 5.5. Las limolitas calcáreas y los grupos similares del PAQUETE LITO-TECNOLÓGICO SUPERIOR.

EL grupo de litologías que hemos agrupados con el termino de **limolitas calcáreas** con el objetivo de simplificar y teniendo también en cuenta el tamaño promedio de sus escasos granos de contenido carbonático, esta en la realidad compuesto por las rocas descritas petrográficamente como **Wackestone**, **Biomicro** o como **Mudstone**, **Micrita** o **Packstone** **Biointrespartita** y como las **limolitas calcáreas**, petrográficamente reconocidas.

La diferencia fundamental está en que mientras en el “**wackestone**” existe mas de un 10% de microorganismos y otros componentes con un tamaño inferior a 0,2 mm; en el “**mudstone**” no hay ningún relicto fósil ni detrítico y mas del 90 % esta constituido por cemento. El cemento en los dos casos es calcáreo arcilloso aunque en el caso del mudstone es mas arcilloso. El “**packstone**” esta constituido fundamentalmente por micro organismos en mas de un 40%.

La parte del grupo de limolitas calcáreas a que nos estamos refiriendo ahora, es el que constituye lo que hemos dado en llamar en el Tema sobre la Estratigrafía y Yacencia, el PAQUETE LITO-TECNOLÓGICO **SUPERIOR**.

76. Estas rocas de este grupo de las limolitas calcáreas, está cubriendo por regla general casi todas las manifestaciones que se han visto de esta Formación.

De las limolitas calcáreas que forman este “paquete superior lito-tecnológico” no hay mucho conocimiento “tecnológico-académico”. En los trabajos de albañilería los productos similares a éste se utilizan como fillers que dan plasticidad al mortero. (Comúnmente se reconocen con el nombre popular de “cocoa”).

77. Este material no debe considerarse para acompañar al todo-uno que va de la cantera a la instalación cuando se considere que puede crear tupiciones y provocar un elevado por ciento de pérdidas. En tal caso debe tratarse como un material de destape o estéril en intercalaciones.

78. No obstante, como se vio en el Tema referido a la Caracterización Química, hay que tener especial cuidado en el momento de valorar realmente si estamos en presencia de una limolita calcárea o mas precisamente, un mudstone micrítico o si estamos en presencia de una roca casi embrionaria de una caliza con buenos parámetros físico mecánicos como es el caso de la muestra J3 Mm (J3 CL).

79. En general, el grupo de las limolitas calcáreas (mudstone, micrita, etc.) deben ser muy bien estudiadas desde el punto de vista de su comportamiento tecnológico para definir hasta que punto pueden ser o no son utilizables.

Hasta aquí las regularidades mas relevantes encontradas en esta primera parte del estudio





## CONCLUSIONES

Como resultado del trabajo realizado en esta Primera Etapa hemos arribado a las siguientes conclusiones:

1. Las manifestaciones y yacimientos que conforman la Fm. Peñalver tienen características propias. Esto es, que se reconocen de manera muy clara cuando se comparan con otros áridos. Estas características son repetibles.
2. Los elementos que permiten su rápido reconocimiento son:
  - La petrografía de los tipos litológicos representativos de que esta compuesta
  - Las condiciones de yacencia
  - Los parámetros físico-mecánicos y tecnológicos medios
  - La composición química, y lo que es mas característico e importante aun,
  - Las manifestaciones están compuestas por mas de un tipo de rocas útiles
3. Estos elementos se encuentran muy uniformemente representados en todas las Áreas de Afloramientos comprendidas desde Cabañas hasta el sur de la Bahía de Matanzas. Cerca de 200 km.
4. En las nuevas manifestaciones, no explotadas aun, es posible esperar un comportamiento muy similar al que han tenido los yacimientos explotados en la Región de Peñalver (Las Victorias y Guido Pérez, entre otras.)
5. Las rocas y los yacimientos pueden ser investigados, explotados, preparados industrialmente e incluso de acuerdo a sus parámetros físicos mecánicos y químicos, pueden ser utilizados de forma similar a la de los áridos de los yacimientos de esta formación actualmente en explotación.
6. No obstante, para estos fines, los ensayos en morteros y hormigones hidráulicos y asfálticos deberán ser concluyentes. En particular hay que seguir de cerca la absorción y los sistemas de microgrietas de estructuras de "escape de agua".
7. La tecnología de la explotación y preparación industrial de cada yacimiento por separado deberá establecerse para el óptimo aprovechamiento de todos los grupos litológicos y todas los tipos de áridos posibles y necesarios incluyendo la producción de los gruesos.
8. En todas las Áreas de Afloramientos se han presentado cuerpos geológicos continuos con significativo volumen de reservas.
9. De acuerdo con las prioridades conocidas, deberá comenzarse cuanto antes el diseño de las tecnologías para los yacimientos de Madruga y Jesús Maria y la ampliación de Quiebra Hacha Mariel, para lo cual se acaban de adquirir equipos tecnológicos.

### **(1) Nota sobre la terminología empleada para la clasificación de las rocas.**

*Cuando comenzamos el Estudio, la terminología que adoptamos para la trabajo era la que se había empleado en los estudios geológicos de algunos yacimientos en explotación pertenecientes al Formación y que es la misma que utilizan comúnmente los especialistas que estudian las nuevas manifestaciones.*

*Con sus imprecisiones y convencionalismos que el hábito y la costumbre han establecidos, esta terminología empleada actualmente en este pequeño sector de "la Geología de los Áridos" se ajusta en buena medida a la empleada por HUANG, W. en su libro "Petrología"*



(Tablas 7-1 y 7-2) y sobre todo se corresponde mucho con la que presenta SEGURA SOTO, R. en la Tabla 11 de su libro "Introducción a la Petrografía" (Introducción al estudio de las rocas de Cuba).

Esa es la razón por la que en los trabajos del Apéndice de los "Informes de los Recorridos de Estudio a los Yacimientos y Manifestaciones Geológicas" (que por razones de espacio no se presentan en esta conferencia) sobre todo para la identificación macroscópica en el terreno mantuvimos esa "terminología tradicional".

No obstante, se ha respetado y adoptado la terminología que emplea el Departamento de Petrología y Mineralogía del IGP (de Dunham y Folk, además de la de Wentworth) en las Descripciones Petrográficas aunque por momentos adoptemos determinados términos convencionales para facilitar la comprensión. Siempre nos aseguramos de explicarlo, ponerlos entre paréntesis, etc.

Finalmente, hemos tenido en cuenta, por otra parte, la división de la litología en 5 miembros según el trabajo de D. García y col. pero después de ver los resultados tecnológicos de los especímenes hemos tenido que recurrir a una división lito-tecnológica adicional que los contemple, la cual hemos correlacionado con la litología de la autora.

## TABLA RESUMEN DE RESULTADOS DE ANÁLISIS Y ENSAYOS

### RESUMEN DE LOS ENSAYOS DE PETROGRAFÍA

#### COMPARACIÓN DE LAS CALCIRUDITAS (GRAVELITAS)

Componentes	Muestras				
	LC – 2	J2 GSI	J4 GRI	V4 GF	T 3 CRSI
<b>Calizas preexistentes más microorganismos</b>					
(más de 2 mm)					70/85
(8/7 – 2/1,8 mm)	50/60		20/30	60/70	
(20 – 0,5 mm)		80/85			
<b>Cemento</b>					
-esparítico intersticial y de contacto		18/20			
-espático basal			(?)		
- intersticial y de contacto con fango calcáreo	15/20			10/15	15
<b>Cuarzo</b> - subanguloso y Subredondeado			--	--	--
(0,5-0,3 mm)	3/5				
(?)		3/5			
<b>serpentinita</b>		--	--	--	--
(0,8-0,4 mm)	2				



<b>roca volcánica</b>			--		
-básica a media					
(9-0,5 mm)	<b>5/8</b>				
(menor de 1 mm)					<b>5</b>
(?)		<b>15/20</b>		<b>10/15</b>	
<b>otros</b>				--	--
-(metálicos)		<b>2/3</b>			
-(corales)		<b>8/10</b>			
-plagioclasas					
(7-0,5 mm)	<b>2</b>				
-(óxidos e hidróxidos de hierro)			(?)		

### COMPARACIÓN DE LAS CALCARENITAS

Componentes	Muestras								
	JMC1	JMC2	JMC3	LC1	J2CA	V2AF	V3AG	QHM2	T1CAF
<b>Calizas preexistentes</b> mas microorganismos									
(0,1-0,06 mm)	<b>30/35</b>					<b>30</b>			
(0,3-0,1 mm)		<b>35/40</b>			<b>20?</b>				<b>50/60</b>
0,4/0,8-0,3/0,2 mm)				<b>40/50</b>				<b>50/65</b>	
(1,8-0,5 mm)			<b>35/40</b>				<b>50/55</b>		
(?)									
<b>Cemento</b>									
intersticial									
recristalizado	<b>30/35</b>						<b>20/25</b>		
esparfítico intersticial		<b>25/30</b>	<b>10/15</b>			<b>35/40</b>		<b>20/25</b>	<b>25/30</b>
intersticial y de contacto con fango calcáreo arcilloso recristalizado a calcita				<b>15/25</b>					
intersticial y de contacto con fango calcáreo					<b>55/65</b>				
<b>cuarzo</b>									
-subanguloso y subredondeado									
(0,07-0,03 mm)	<b>10/15</b>								
0,2-0,09 mm)		<b>10/15</b>			<b>10/15</b>	<b>7/10</b>			<b>7/10</b>
0,5-0,1 mm)			<b>10/15</b>						
(0,6-0,08 mm)				<b>5/7</b>					
-subanguloso									
(0,5/0,8-0,3/0,2mm)							<b>5/7</b>	<b>5/7</b>	
<b>serpentinita</b>									
-en cristaloblastos					--	--			
(0,08-0,04 mm)	<b>10/15</b>								
(0,5-0,1 mm)		<b>7/10</b>							
(0,7-0,2 mm)			<b>8/15</b>						
-en fragmentos subredondeados y escasos				<b>No</b>					
<b>roca volcánica</b>									
básica a media									



(0,06-0,04 mm )	10/15	--							
0,3-0,7 (mm)			3/5						
básica a media, fragmentos subangulosos									
0,06-0,04(mm)		10/12		3/5					
-menos de 0,3 mm						15/20		7/10	
de 0,8 a 0,2 mm						10/15	7/10		
otros				--	--	--	--		
-(epídota 1%, metálicos 1%)	0/2								
-(plagioclasas, piroxeno y biotita 0,1- 0,09)		0/3	--						
-plagioclasas tabulares y angulosas, metálicos,(0,7- 0,1mm)				3/5					

**COMPARACIÓN DE LAS WACKESTONE, MUDSTONE Y PACKSTONE**  
(grupo de las limolitas calcáreas )

Componentes	Muestras								
	J1 Bm	J3 Mm	GP1 WBm	GP2 WBm	GP3 WPB m	V1 PBm	QHM1 PBm	T2 PBIE	RP1 WPB m
microorganismos									
menor 0,2 mm	20/25		30/40	20		40/50	40/50	30/40	30/40
menor 0,1 mm					30/40				
<b>cuarzo</b>									
-fracción limolítica subredondeados									
(menor de 0,04 mm)	2								
(menor de 0,06 mm)			2	2					
menor de 0,2 mm					2		3		
menor de 2 mm								2	
<b>rocas volcánicas</b>									
menor de 0,4 mm						5/10	7		



menor de 0,2 mm					5/7			12	
menor de 0,1 mm	1								5
fracción limolítica									
menor 0,06 mm			3	3					
<b>cemento</b>									
-basal, fango, calcáreo arcilloso	?		50/60	70/80		30/40		30/40	50/60
-fango calcáreo arcilloso		100							
-basal/intersticial					40/45		30/40		

**RESUMEN DE LAS CONDICIONES DE SEDIMENTACIÓN**

TIPOS DE MARES DONDE SEDIMENTARON LAS CALCIRUDITAS (GRAVELITAS)						
TIPO DE MAR	MUESTRA					
	LC 2	J2 GSI	J4 GRI	V4 GF	QHM	T3 CRSI
	No se especifica en el análisis petrográfico					

TIPOS DE MARES DONDE SEDIMENTARON LAS CALCARENITAS									
TIPO DE MAR	MUESTRA								
	JMC1	JMC2	JMC3	LC1	J2CA	V2AF	V3AG	QHM2	T1CAF
Neríticos, calidos, salobres y energéticos	nd	nd	nd	nd	SI	SI	SI	SI	SI

TIPOS DE MARES DONDE SEDIMENTARON LAS WACKESTONES, MUDSTONE Y PACKSTONE (grupo de las limolitas calcáreas)									
TIPO DE MAR	MUESTRA								
	J1	J3	GP1	GP2	GP3	V1	QHM1	T2	RP1



	Bm	MM	WBm	Bm	WPBm	PBm	PBm	PBiE	WPBm
<b>Mares</b>									
<b>-Ner-Bat prof.fríos, poco salobres, baja energía</b>	SI							SI	
<b>- Battiales, fríos, poco salobres, baja energía</b>		SI	SI	SI	SI	SI	SI		SI

## RESUMEN DE LOS ENSAYOS FISICO- MECANICOS Y TECNOLOGICOS

### COMPARACIÓN DE LAS CALCIRUDITAS (GRAVELITAS)

ENSAYO	MUESTRAS					
	LC 2	J2 GSI	J4 GRI	V4 GF	QHM	T3 CRSI
<b>Trituración al cilindro</b>						
(seco) (%)	36,1	21,4	--	32,0	--	21,8
(saturado) (%)	--	31,2	--	42,4	--	--
<b>Abrasión (%)</b>	--	--	--	37,2 (1)	--	31,72
<b>Absorción (%)</b>	6,56	3,19	--	4,2	--	3,35
<b>Prueba de Molienda (%)</b>						
Mayor de 19,1 mm	0,0	0,00	0,00	0,4	0,0	0,0
19,1- 9,52mm	29,9	21,6	9,4	33,0	11,7	24,7
9,52-4,76 mm	39,1	36,2	33,7	45,1	35,1	42,3
Menor de 4,76 mm	31,0	42,2	56,9	21,5	53,2	32,9

Nota: (1) El ensayo de la Abrasión Los Ángeles se hizo con la fracción 4.76 – 2,38 mm.

## RESUMEN DE LOS ENSAYOS FÍSICOS

### COMPARACIÓN DE LAS CALCARENITAS

ENSAYO	MUESTRA								
	JMC1	JMC2	JMC3	LC1	J2CA	V2AF	V3AG	QHM2	T1CAF
<b>Trituración al cilindro</b>									
(seco) (%)	<b>14,2</b>	<b>38,4</b>	<b>38,9</b>	<b>35,1</b>	--	<b>12,9</b>	<b>16,1</b>	<b>18,3</b>	<b>18,4</b>
(saturado)(%)	--	--	--	--	--	<b>19,4</b>	<b>29,6</b>	<b>46,7</b>	<b>35,4</b>
<b>Abrasión (%) (1)</b>	--	--	--	--	--	<b>34,4</b>	<b>46,2</b>	<b>57,1</b>	<b>59,5 (50,7)(1)</b>
<b>Absorción (%)</b>	<b>5,6</b>	<b>8,45</b>	<b>10,14</b>	<b>9,5</b>	--	<b>3,11</b>	<b>4,29</b>	<b>7,85</b>	<b>5,28</b>
<b>Prueba de Molienda (%)</b>									
(+) 19,1 mm	<b>22,2</b>	<b>0,8</b>	<b>1,4</b>	<b>3,7</b>	--	<b>5,2</b>	<b>5,5</b>	<b>4,6</b>	<b>3,7</b>
19,1 – 9,52 mm	<b>46,2</b>	<b>34,9</b>	<b>38,5</b>	<b>43,1</b>	--	<b>61,8</b>	<b>59,2</b>	<b>33,1</b>	<b>53,4</b>
9,52 – 4,76 mm	<b>13,4</b>	<b>16,8</b>	<b>27,4</b>	<b>18,3</b>	--	<b>16,6</b>	<b>14,6</b>	<b>46,6</b>	<b>20,1</b>
(-) 4,76 mm	<b>18,1</b>	<b>47,4</b>	<b>32,7</b>	<b>34,8</b>	--	<b>16,3</b>	<b>20,6</b>	<b>15,6</b>	<b>22,8</b>

Nota: (1) En el caso de estas calcarenitas los ensayos de la Abrasión se hicieron con la fracción 19,1- 9,52 mm. En negrita y cursiva, el ensayo la Abrasión con la fracción 9,52-4,76.

ENSAYO	MUESTRA								
	J1 Bm	J3 MM	GP1 WBm	GP2 Bm	GP3 WPBm	V1 PBm	QHM1 PBm	T2 PBiE	RP1 WPBm
<b>Trituración al cilindro</b>									
(seco) (%)	<b>25,7</b>	<b>17,8</b>	--	<b>11,1</b>	<b>10,1</b>	<b>11,9</b>	<b>12,2</b>	<b>24,4</b>	<b>13,2</b>
(saturado)(%)	<b>52,3</b>	<b>27,1</b>	--	<b>16,5</b>	<b>15,2</b>	<b>17,2</b>	<b>20,9</b>	<b>43,8</b>	<b>19,5</b>
<b>Abrasión (%) (1)</b>	<b>71,00</b>	<b>31,00</b>	--	<b>25,72</b>	<b>23,4</b>	<b>30,1</b>	<b>28,16</b>	<b>64,16 (70,3)</b>	--
<b>Absorción (%)</b>	<b>13,0</b>	<b>5,22</b>	--	<b>4,09</b>	<b>3,21</b>	<b>3,85</b>	<b>4,07</b>	<b>5,95</b>	<b>4,52</b>
<b>Prueba de Molienda (%)</b>									
(+) 19,1 mm	<b>13,5</b>	<b>6,4</b>	--	<b>4,6</b>	<b>10,4</b>	<b>6,1</b>	<b>6,0</b>	<b>2,4</b>	<b>8,0</b>
19,1 – 9,52 mm	<b>56,9</b>	<b>52,1</b>	--	<b>33,1</b>	<b>65,4</b>	<b>62,9</b>	<b>55,9</b>	<b>53,1</b>	<b>57,3</b>
9,52 – 4,76 mm	<b>15,0</b>	<b>21,0</b>	--	<b>46,6</b>	<b>5,8</b>	<b>14,1</b>	<b>19,9</b>	<b>19,0</b>	<b>20,0</b>
(-) 4,76 mm	<b>14,6</b>	<b>20,5</b>	--	<b>15,6</b>	<b>18,3</b>	<b>16,8</b>	<b>18,2</b>	<b>25,4</b>	<b>14,7</b>

Nota: (1) En el caso de estas calcarenitas los ensayos de la Abrasión se hicieron con la fracción 19,1- 9,52 mm. En negrita y cursiva, el ensayo la Abrasión con la fracción 9,52-4,76.



## RESUMEN DE LOS ENSAYOS QUÍMICOS

### COMPARACIÓN DE LAS CALCIRUDITAS (GRAVELITAS)

COMPONENTES	MUESTRAS (Valores en %)				
	LC 2	J2 GSI	J4 GRI	V4 GF	
SiO <sub>2</sub>	19,60	15,32	14,35	18,10	20,78
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	3,34	2,47	2,29	2,84	2,66
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	4,66	3,58	4,88	4,09	4,29
MgO	3,37	0,64	2,59	3,52	2,78
CO <sub>3</sub> Tot.	66,75	61,15	73,06	65,36	65,95

COMPONENTES	MUESTRA (Valores en %)								
	JMC1	JMC2	JMC3	LC1	J2CA	V2AF	V3AG	QHM2	T1CAF
SiO <sub>2</sub>	8,84	13,01	11,59	13,42	9,23	9,64	17,53	13,22	4,48
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1,43	2,05	2,19	2,19	1,55	1,74	2,11	2,66	0,82
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1,82	3,91	2,62	3,23	2,39	2,07	3,26	2,98	1,98
MgO	4,54	2,41	3,58	2,51	1,39	2,96	4,08	2,13	3,98
CO <sub>3</sub> Tot.	83,97	78,17	79,17	77,16	79,37	80,47	69,96	73,16	87,57

COMPONENTES	MUESTRA								
	J1 Bm	J3 MM	GP1 WBm	GP2 Bm	GP3 WPBm	V1 PBm	QHM1 PBm	T2 PBiE	RP1 WPBm
SiO <sub>2</sub>	10,89	5,81	--	10,46	16,16	12,13	11,01	10,70	10,74
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	2,10	0,82	--	1,74	1,56	1,74	1,74	1,37	1,74
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	2,23	1,42	--	2,46	1,94	2,84	2,37	2,59	2,29
MgO	1,76	0,64	--	1,85	1,02	1,94	0,27	2,59	0,83
CACO <sub>3</sub>	77,76	82,77	--	76,37	78,57	76,17	74,38	77,97	77,16



## BIBLIOGRAFÍA CONSULTADA

1. Alonso, H. PETROFÍSICA.
2. ACI 221.1R-98. State of the Art Report on Alkali-Aggregate Reactivity
3. Arredondo, F. y col. LOS ÁRIDOS EN LA CONSTRUCCIÓN.
4. ASTM C 294-98. La Nomenclatura Descriptiva Normalizada para los Constituyentes de los Áridos para el Concreto
5. ASTM C 295-98. La Guía Normal para el Examen de Petrografía de los Agregados para el Concreto
6. Belusov, V. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL
7. Bouček, B.; Kodym, O. GEOLOGIE II
8. Brauns, R.; MINERALOGÍA GENERAL
9. Bruhns, W.; Randohr, P. PETROGRAFÍA
10. Castellanos, E. MODELACIÓN DE LOS PRINCIPALES PARAMENTOS DE LA EXPLOTACIÓN DE CANTERAS. Tesis Doctoral.
11. Fueyo, L. EQUIPOS DE TRITURACIÓN, MOLINERÍA Y CLASIFICACIÓN
12. Furrázola, G.; Gil, S. RESEÑA HISTÓRICA DEL SISTEMA CRETÁCICO
13. García D, y col. GENERALIZACIÓN GEOLÓGICA 1 : 100 000 DE HABANA – MATANZAS
14. Huang, W. PETROLOGÍA
15. Hummel, A. PRONTUARIO DEL HORMIGÓN.
16. Ibarra, C.M. y col. ATLAS DE CUBA. EDICIONES 1969 Y 1979.
17. IGP. col. de autores. LÉXICO ESTRATIGRÁFICO DE CUBA
18. IGP. Batista, R. y col. MAPA DE ROCAS Y MINERALES INDUSTRIALES DE CUBA
19. Iturralde-Vinent, M.A. INTRODUCCIÓN A LA GEOLOGÍA DE CUBA
20. Kraus, E.H.; Hunt, W.F.; Ramsdell, L.S. MINERALOGÍA
21. Lange, O.; Ivanova, M.; Lebedeva, N. GEOLOGÍA GENERAL.
22. Oliva, V. PROPIEDADES MECÁNICAS DE LAS ROCAS
23. Pérez E.; Castaño C. INFORMES VARIOS SOBRE JARUCO, MADRUGA Y QUIEBRA HACHA.
24. Pettijohn, F. J. SEDIMENTARY ROCKS
25. Razumov, K.A.; Perov, V.A. PROYECTOS DE FABRICAS DE PREPARACIÓN DE MINERALES.
26. Rzhnevsky, V., Novik, G. THE PHYSICS OF ROCKS.
27. Segura Soto, R. INTRODUCCIÓN A LA PETROGRAFÍA



# POTENCIALIDADES DEL USO DE ROCAS PIROCLÁSTICAS EN LA PRODUCCIÓN DE HORMIGONES ALIGERADOS Y OTROS, EN LA PROVINCIA SANTIAGO DE CUBA

**Pedro C. Vidal López ONRM**

*Edificio 17 Escalera 2 Apto. 5 Ateneo. Santiago de Cuba pedrolab@geominera.co.cu*

## RESUMEN

El trabajo considera las potencialidades del uso de un nuevo yacimiento (Loma de Piedra Labrada) de rocas piroclásticas y vulcanógeno – sedimentarias, cuyos datos se exponen aquí por primera vez, en la producción de hormigones aligerados y otros usos, en la esfera de las construcciones (aislante térmico acústico, revestimientos, etc.) en la agricultura (mejoramiento de suelos, hidropónicos etc) en la producción de pinturas, textiles y antideslizantes, acabado y pulido de metales, en producción de detergentes, jabones y dentríficos etc.

Por su bajo peso volumétrico ( $1.23 \text{ g/cm}^3$ ) es un 47 % mas ligero que los yacimientos tradicionales de áridos del territorio ( $2.60 \text{ g/cm}^3$ ) con lo cual se podrían disminuir sustancialmente el peso de las edificaciones (según literatura es muy utilizado en la reducción del peso de edificaciones altas entre un 30 y un 40%) y colateralmente un sustancial ahorro de acero (20 – 30%) con lo cual se ahorrarían cuantiosos recursos económicos.

Por otro lado, se conoce que el empleo de estos materiales reduce notablemente la conducción del calor por radiación solar, en aproximadamente 6 veces, siendo mucho mas efectivos, para las condiciones climáticas locales. También es posible utilizarlo en forma de revestimiento interior o exterior en losas, como aislante térmico y acústico.

El yacimiento de Piedra Labrada se ubica en la provincia Santiago de Cuba, municipio de Il Frente a aproximadamente 3 Km. de la ciudad cabecera y a 1 Km. al Oeste de la carretera principal de acceso local.

## ABSTRACT

The work, consider the potentially of a new deposit (Loma de Piedra Labrada), of volcanic ashes rocks, presented by the first time. The deposit could be used in building, light agglomerates, and thermal- acoustic ailments, in agriculture in soil amendment, hydroponics, surface treatment of metal, detergents etc.

This rocks have a low volumetric weight ( $1.23 \text{ g/cm}^3$ ), compare with 2.60 of other deposits utilize nowadays in agglomerates, reducing the weights of buildings in 30-40 per cent with a important reductions of cost because a minor use of steel.

At the same time, his properties of thermal uncondutive permit the effective use in external buildings cover for reduce the thermal amount of sun radiation in tropical ambient..

The Deposit is located in the eastern part of Cuba, in the Province of Santiago de Cuba near the road to Segundo Frente (about 800m).

The work presents a synthesis of the valuation of the perspectives of the volcanic rocks with the carried out for the first time of the geologic estimation of resources in inferred category. Pictures and data are shown, that endorse their enormous potentially for the realization of detailed geologic investigations in the deposit.

## INTRODUCCION

El yacimiento de Piedra Labrada se ubica, en las elevaciones de Mayari, dentro de la Sierra Nipe Cristal Baracoa, Municipio de Il Frente, Provincia Santiago de Cuba.

Las rocas que la forman, incluyen fundamentalmente rocas ígneas, vulcanógeno – sedimentarias y sedimentarias subordinadamente con edades que van desde el Cretácico hasta el Cuaternario y alturas entre 200 y 900m.

En esta Sierra se ubican las rocas volcánicas y vulcanogena sedimentarias del Paleógeno, pertenecientes a la Fm. Miranda, en las cuales se ubica el Yacimiento.

El mismo se ubica en una meseta diseccionada, con afloramientos continuos, que posee bordes muy escarpados, con taludes subverticales, con desnivel relativo de aproximadamente 40 m, hasta el nivel de la base local.

En dicho lugar no se han realizado investigaciones geológicas preliminares para los usos recomendados así como no se han realizado estimados de recursos y tampoco se han realizado explotaciones, de ningún tipo.

## UBICACIÓN GEOGRÁFICA

El área Propuesta como yacimiento, se ubica en la parte norte de la Provincia Santiago de Cuba, a unos 8 km. Del Poblado de Il Frente, en el Municipio de igual nombre, y a unos 800 m de al Norte de la carretera que une el mismo con la Ciudad de Santiago.

Localmente se destaca la elevación de La Labrada, a unos 2 Km. al SW, con cota de 700m aproximadamente.

El Yacimiento, está formado por una pequeña meseta, con cota de 290m, elevándose 60m sobre el nivel de la carretera local.



Figura 1  
Vista del yacimiento, desde la carretera local.





## DATOS GENERALES DEL YACIMIENTO.

La meseta local, esta constituida fundamentalmente por una secuencia de rocas piroclasticas y vulcanogena sedimentarias de color blanco con potencia comprobada de 40 – 50 m y extensión aproximado de 3 ha, con un volumen estimado superior a los 500000m<sup>3</sup> en categoría de Recursos Inferidos. Estratigraficamente la secuencia se hace brechosa, hacia la base y mucho mas cineritica, y porosa hacia la parte alta.

El yacimiento está formado por una pequeña meseta de aproximadamente 60m de altura relativa sobre el valle local. Las cotas de la parte alta de la meseta se ubican entre los 300 – 320m. Mas hacia el Norte y NE .los afloramientos de estas rocas continúan, hasta aproximadamente 1 Km., con una gran potencialidad en volumen desconociéndose su potencia total.

Un elemento distintivo es la ausencia práctica de la tectónica disyuntiva en los taludes y superficie de la meseta, lo que la hace muy apta para la producción de bloques y planchas para revestimiento. Son rocas muy ligeras y de baja resistencia, lo que haría fácil su explotación en cantera. La vegetación local es escasa y compuesta por matorrales ralos y con escasa o nula capa vegetal.



Figura 2  
Detalle del borde de la meseta local que forma el yacimiento.





## DATOS GENERALES DEL YACIMIENTO

Según las muestras tomadas, el corte se caracteriza por:

Peso volumétrico seco 1.23 g/ cm<sup>3</sup>

Absorción 30 %

Resistencia a la compresión 200 Kg. / cm<sup>2</sup>

Superficie del área considerada 3ha.

Potencia estimada 20m

Volumen en Inferidos 500000 m<sup>3</sup>



Figura 3  
Panorámica del yacimiento, visto desde el Norte.

## PRINCIPALES RESULTADOS

- Se visitó el área del yacimiento y con la información geológica colectada se comprobó la presencia de rocas volcánicas cineríticas de carácter ácido, con correlación continua en base a datos relativamente confiables.
- Se realizó un estimado de recursos (inferidos) en base a los datos preliminares existentes, que muestran un importante volumen de estas rocas con gran potencialidad para varios usos, según la Literatura, en especial para áridos ligeros, en la construcción.
- Según las observaciones realizadas, y la continuidad de los afloramientos, existen enormes recursos de este tipo de roca en los alrededores del yacimiento, que le imprimen grandes potencialidades de aumentar los mismos.
- Se requiere la realización de estudios geológico tecnológicos mas detallados para precisar los usos y potencialidades del yacimiento.





- Las condiciones Minero Técnicas observables del Yacimiento son óptimas, en especial la ausencia práctica de cubierta tecnológica, su cercanía a la carretera local y la ausencia de tectónica disyuntiva, lo cual facilitará su eventual explotación futura.

## **CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES:**

- El estimado de recursos en el yacimiento, revela que existen grandes potencialidades para rocas como fuente de áridos ligeros y otros usos, con recursos Inferidos.
- Se requiere investigar detalladamente el área de la meseta y el flanco NE, donde afloran éstas rocas para lograr precisar los datos tecnológicos y la zona más favorable desde el punto de vista minero – técnico para la definición de reservas.
- Se requiere completar el estudio tecnológico, con la realización de pruebas de resistencia de hormigones y la capacidad de intercambio catiónico, así como precisar la mineralogía del depósito.

## **BIBLIOGRAFIA**

E.Nagy, 1976. Informe sobre el levantamiento geológico a escala 1:250000 realizado en la Provincia de Oriente, por la brigada Cubano Húngara.

## POTENCIAL DE DESARROLLO DE LA MINERÍA DE ORO EN LA REGIÓN CAMAGÜEY-LAS TUNAS

**Higinio Pimentel Olivera, Enrique Piñero Pérez, Carlos Balbis Filiberto.**

*Empresa Geominera Camagüey. Carretera Central Km 5 ½, Camagüey.*

### RESUMEN

El mercado del oro se ha recuperado a partir del 2002, con una sostenida tendencia alcista en los precios. Ello ha contribuido a una recuperación a escala global de la minería del oro, lo que ha determinado la apertura de nuevos proyectos en todo el mundo, especialmente en Suramérica, Asia y África.

El consenso general de analistas e instituciones financieras es que el precio del oro se mantenga sobre los 500 USD/onza en los próximos años, por lo que resulta éste un momento propicio para impulsar las inversiones relacionadas con la minería aurífera, así como nuevos proyectos de prospección y exploración. Cuba, que no cuenta con tradición minera aurífera ni grandes yacimientos conocidos de ese metal, posee sin embargo un potencial geológico favorable, especialmente en la región Camagüey-Las Tunas, donde se conocen los yacimientos Golden Hill, Florencia y Jacinto, cuyos recursos suman más de 500 mil onzas de oro.

En el trabajo se propone una estrategia de desarrollo cuyos primeros objetivos son la puesta en marcha de la mina Golden Hill y la exploración detallada de la veta Beatriz en el prospecto Jacinto, con vista a su inmediata puesta en explotación, lo que permitiría contar con dos minas de oro a partir del tercer año de puesto en marcha el programa, con un flujo de caja en el orden de los 10 millones de pesos convertibles por año. La exploración complementaria de Florencia y la exploración en el campo mineral Jobabo permitirían la continuidad de la producción de oro en la planta Golden Hill, mientras que la exploración de las vetas Sur Elena y El Limón y la prospección en los alrededores de Jacinto garantizarían la continuidad de la minería de oro en ese lugar. Como estrategia a largo plazo se contempla la prospección en otras áreas potencialmente favorables.

### ABSTRACT

Gold marked have been improving from 2002, price showing a consistent growing trend. This fact has contributed to a global recovering of gold mining, new gold projects opening all over the world, mainly in South-America, Asia and Africa.

Annalists forecast gold prices over 500 USD/oz for next years, therefore this is the time to invest in new mining projects, as well as in gold exploration. There is not a gold mining tradition in Cuba, neither world class gold deposit are known in here, but it has favourable volcanic terrains, specially at Camaguey-Las Tunas region, where gold deposits as Golden Hill, Florencia and Jacinto are known, which overall gold resources reach more than 500 thousand troy ounces.

A mining development program is proposed in this paper, first priority given to Golden Hill gold mine-plant construction and detailed exploration on Beatriz lode into Jacinto prospect, in order to open a second gold mine at the third year of the program, both mines producing a more than 10 millions dollars annually cash flow. Evaluation of Florencia's oxidation zone and Jobabo gold fields exploration will guarantee continuity of gold production at Golden Hill gold plant, while evaluation of El Limon and South-Elena lodes, as well as an exploration program around Jacinto vein system will guarantee production of the second gold plant. Behind these projects, a reconnaissance and exploration program covering other favourable areas is added.

### INTRODUCCIÓN

El uso del oro se remonta a más de 6000 años atrás, cuando las culturas etrusca, asiria y egipcia, lo extraían de arenas y gravas aluviales. Con el descubrimiento de América y hasta comienzos del siglo

XIX, la producción mundial se incrementó, alcanzando unos 4660 t (unos 150 millones de onzas troy). América del Sur y México se convirtieron en ese periodo en los mayores productores. En la actualidad, Sudáfrica es el mayor proveedor mundial de oro, seguido por E. U., Australia, Canadá, Perú, China, Rusia, Indonesia, Brasil y Ghana, según datos aportados por el VII Simposium Internacional del Oro celebrado en Lima, Perú en Mayo pasado.

Aunque el mayor uso del oro sigue siendo la joyería, el desarrollo tecnológico actual incrementa la demanda del metal en otros usos: el vertiginoso desarrollo de la industria electrónica demanda de apreciables cantidades de oro para revestimiento de contactos, fabricación de circuitos impresos y sistemas semiconductores; el oro en forma de láminas se utiliza para dorar y rotular; también tiene aplicaciones en odontología; el cianuro de oro y potasio se utiliza para el dorado electrolítico; radioisótopos de oro se emplean en investigaciones biológicas y en el tratamiento del cáncer, mientras que otros compuestos del metal se usan en tratamientos para la artritis. Actualmente de una producción aproximada de 3800 t anuales de oro, unas 2800 t se usa en joyería, alrededor de 300 t se destinan para reservas en barras y otras 210 t a la industria electrónica, el resto se utiliza en la acuñación de monedas y medallas, en odontología, inversiones privadas, préstamos en oro y en otros usos industriales.

La existencia de manifestaciones de oro en territorio camagüeyano se conoce desde los tiempos de la colonia, principalmente en la zona de Guáimaro y en los límites con Las Tunas.

Desde la creación del servicio geológico nacional en el antiguo ICRM, se le comenzó a prestar atención a esta zona y en los inicios de los 60 se llevaron a cabo trabajos de exploración en el área de la mina Florencia, antes perteneciente a un norteamericano. Pero no fue hasta 1974 que comenzó la exploración sistemática de esta región, cuando se creó la Brigada Guáimaro de Levantamiento Geológico, destinada a esclarecer el potencial para oro y otros metales no ferrosos del territorio en cuestión. Con la apertura del país a las inversiones extranjeras a inicios de la pasada década, varias compañías mineras llevaron a cabo exploraciones a riesgo en nuestro territorio. Como resultado, tres nuevos yacimientos de oro fueron encontrados y parcialmente explorados. La caída repentina de los precios en el mercado internacional de los metales en 1997 provocó el colapso de las inversiones mineras en todo el mundo y las compañías se retiraron, pero los resultados hasta ese momento confirmaron los modelos de pronóstico y abrieron nuevas perspectivas de búsqueda.

## **MATERIALES Y METODOS**

La presente contribución se realizó a partir de la compilación de los principales resultados de las exploraciones a riesgo llevadas a cabo por las compañías mineras canadienses durante la pasada década, así como de los trabajos posteriores de exploración y reconocimiento geológico realizados por la Empresa Geominera Camagüey y el programa de desarrollo del oro elaborado por esa institución para los próximos años, en el cual los autores tuvieron una participación determinante. También se utilizó información en línea acerca del comportamiento del mercado del oro y sus tendencias.

## **RESULTADOS Y DISCUSIÓN**

A pesar de su inapreciable valor el oro no escapa a las fluctuaciones del mercado determinadas por el llamado ciclo natural de los metales, así como por la inestabilidad financiera de una economía globalizada, dominada por los mercados bursátiles, las guerras y las crisis de las principales potencias capitalistas, lo que lo convierte en un mercado muy volátil, con un nivel de riesgo elevado. La crisis más reciente tuvo lugar a partir de finales del año 1996, agudizándose a partir de 1997

cuando el precio del metal cayó por debajo de los 300 \$/onza, dando como resultado una contracción de la industria extractiva y una drástica reducción de las inversiones mineras en todo el mundo. En la figura No. 1 puede apreciarse este evento que comienza a recuperarse a partir de 2001 y 2002 en que el precio rebasa nuevamente la barrera de los 300 \$/onza.

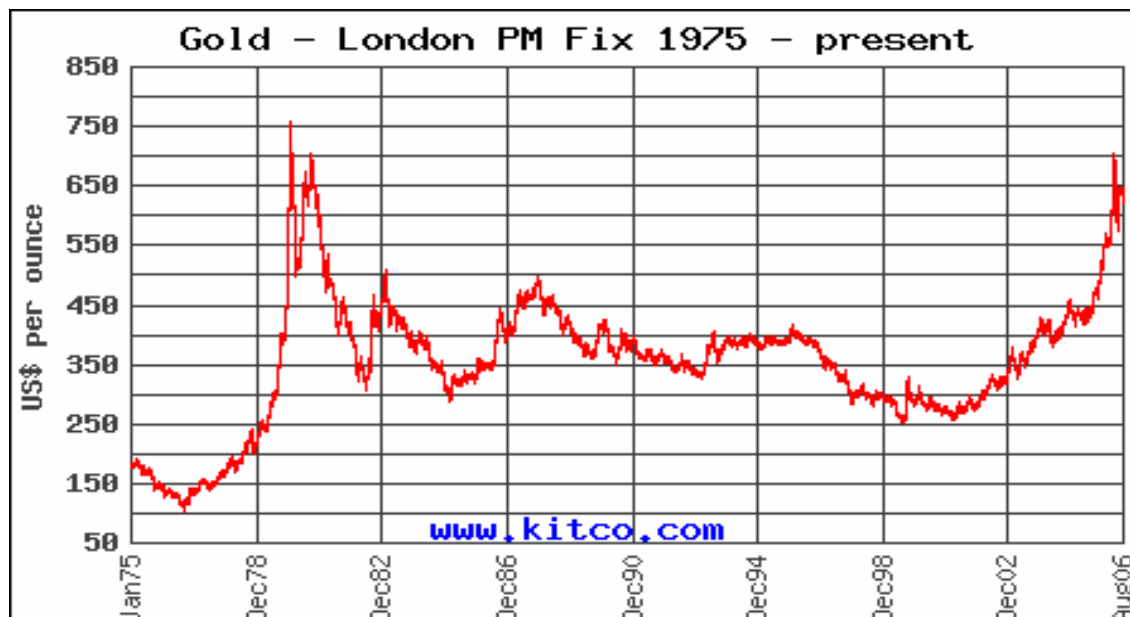


Figura No. 1. Comportamiento del precio del oro entre 1975 y 2006

A partir de allí comienza una notable recuperación del mercado, con una tendencia alcista en los precios que se mantiene hasta el momento en que se superan los 600 \$/onza, como puede apreciarse en la figura No.2.

Ello ha contribuido a una franca recuperación a escala global de la industria minera y en especial a la minería del oro, dando lugar a la apertura de un gran número de nuevos proyectos en todo el mundo, especialmente en Suramérica, Asia y África, regiones que constituyen el foco principal de la industria minera actual.

Los pronósticos actuales apuntan hacia una continuación de la tendencia alcista al menos para los próximos 2-3 años. Durante el VII Simposium Internacional del Oro celebrado en Perú en Mayo pasado, analistas e instituciones financieras de todo el mundo coincidieron en pronósticos favorables; los más optimistas auguraron 800 USD/onza para el 2007 y algunos llegaron a hablar de los 1000 USD/onza. El consenso general es que se mantenga sobre los 500. El pronóstico se basa en por tres factores fundamentales:

- Debilidad sostenida del dólar.
- Crecimiento de la demanda, especialmente en países como China y La India.
- Producción deficitaria de oro y ausencia de nuevas minas de talla mundial, como resultado de casi una década de depresión de la industria minera.

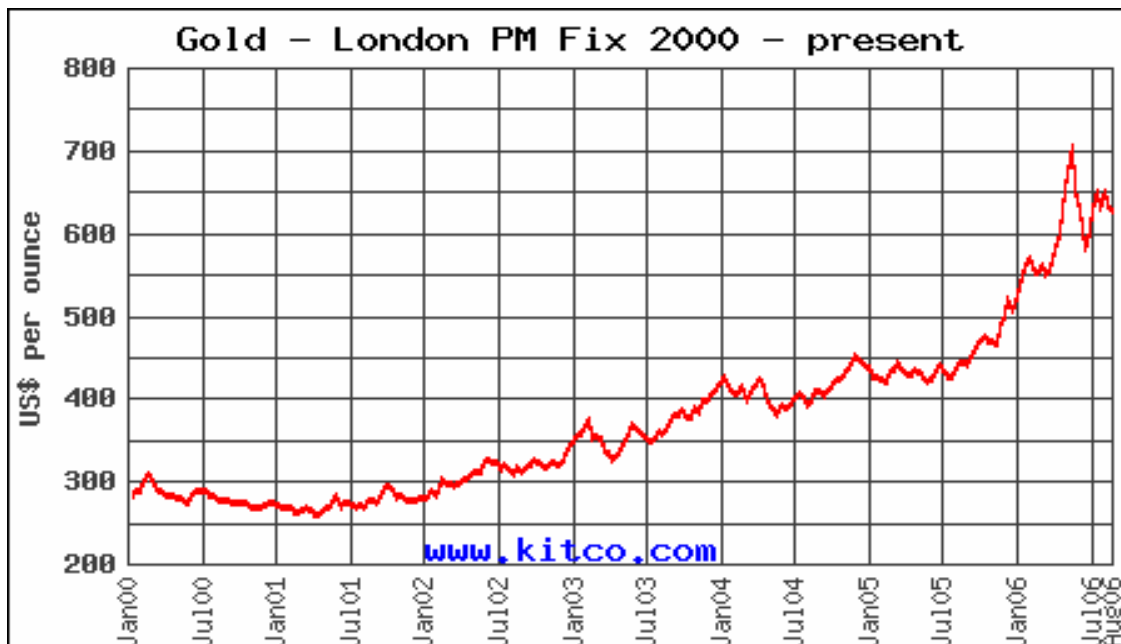


Figura No. 2. Comportamiento del precio del oro entre 2000 y 2006

Por lo tanto, nos encontramos en un momento de auge importante en la exploración minera y la puesta en marcha de nuevas inversiones. Países como Perú, Chile, Argentina, China, Rusia, Alaska, Mongolia y el continente africano son blancos priorizados de este renacer minero.

Nuestro país no puede permanecer ajeno a esta situación. La minería de oro en Cuba no ha tenido un gran desarrollo ni se conocen grandes yacimientos de este metal, pero existen reservas que merecen ser extraídas aprovechando esta coyuntura; además existen ambientes geológicos favorables para localizar nuevos prospectos y yacimientos.

La región Camagüey-Las Tunas es considerada de un gran potencial aurífero, debido al amplio desarrollo de las rocas del Arco Volcánico Cretácico, la presencia de importantes zonas de alteración hidrotermal y de sistemas epitermales bien desarrollados con abundantes ocurrencias auríferas, algunas de ellas de importancia industrial. El conocido yacimiento Golden Hill es un ejemplo de mineralización epitermal de alta sulfuración, cuyas reservas en la zona de oxidación se encuentran listas para ser explotadas. Muy cercano a este yacimiento se halla el grupo de manifestaciones auríferas de Jobabo, cuya exploración podría incrementar en un futuro las reservas de mineral a ser procesadas en la planta Golden Hill.

Jacinto por su parte constituye el ejemplo clásico de modelo de vetas epitermales de baja sulfuración, con un potencial conocido que supera las 300 mil onzas de oro y posibilidades de ampliación. Este depósito está constituido por un sistema de 10 vetas de cuarzo, de las cuales tres poseen recursos identificados de oro, ellas son Beatriz, El Limón y Sur Elena; la veta Beatriz cuenta con el 50 % de esos recursos y por su grado de estudio requiere de un volumen mínimo de trabajos para completar la exploración y abrir una segunda mina de oro en la región. Las restantes vetas del sistema tienen un grado de estudio muy bajo y son potencialmente perspectivas para ampliar el volumen de recursos de oro en el depósito. También son conocidos otros sectores cercanos al sistema de vetas Jacinto con elevada potencialidad para localizar nuevos cuerpos minerales; de acuerdo con el modelo genético propuesto para Jacinto, es probable que en sus cercanías pueda aparecer la mineralización de alta sulfuración, más cercana a la fuente.



Florencia es otro representante de mineralización epitermal. Está explorado, requiriendo sólo de algunos trabajos complementarios en la zona de oxidación para su explotación y procesamiento en la planta Golden Hill. Los tres depósitos se localizan en lo que pudiera considerarse el distrito aurífero Guáimaro-Las Tunas (figura No.3), en la cual son conocidas numerosas manifestaciones de oro; al oeste y sur de Camagüey también se hallan importantes manifestaciones auríferas como La Unión, La Purísima, Corral de Rojas, La Clarita, El Jagüey, Loma Caridad y otros.



Figura No. 3. Principales ocurrencias de oro en la región Camagüey-Las Tunas

De acuerdo con el demostrado potencial aurífero del territorio, es el momento es propicio para acometer un programa agresivo de desarrollo minero, cuya estrategia puede ser la siguiente, tomando en cuenta el orden de prioridad de los proyectos que se proponen:

- Construcción y montaje de la planta de oro Golden Hill, la que produciría unas 10 mil onzas de oro por año, aportando financiamiento para otros proyectos del programa.
- Exploración detallada de la veta Beatriz, perteneciente al prospecto Jacinto, con un potencial de unas 180 mil onzas de oro y un grado de estudio superior dentro del prospecto, posibilitaría la apertura de una segunda mina de oro capaz de producir unas 30 mil onzas anuales.
- Exploración complementaria de la zona de oxidación del yacimiento Florencia con el fin de incrementar las reservas de oro para procesar en la planta de Golden Hill una vez agotadas las reservas de ese yacimiento.
- Exploración de las vetas El Limón y Sur Elena del prospecto Jacinto, para ponerlas en producción al agotarse las reservas de Beatriz.
- Prospección en los alrededores de Jacinto para la localización de nuevos recursos de oro que le den continuidad a la actividad minera en esa área.



- Prospección y exploración en el sector Jobabo y otras áreas aledañas con el fin de localizar nuevos recursos de oro para alimentar la planta Golden Hill.
- Reconocimiento, prospección y exploración en las regiones de elevada potencialidad aurífera del territorio.

En la figura No. 4. se muestra un cronograma para la puesta en marcha del programa propuesto, según el cual para el año 2010 Camaguey contaría con dos minas de oro en explotación, con un potencial de producción de unas 40 mil onzas por año.

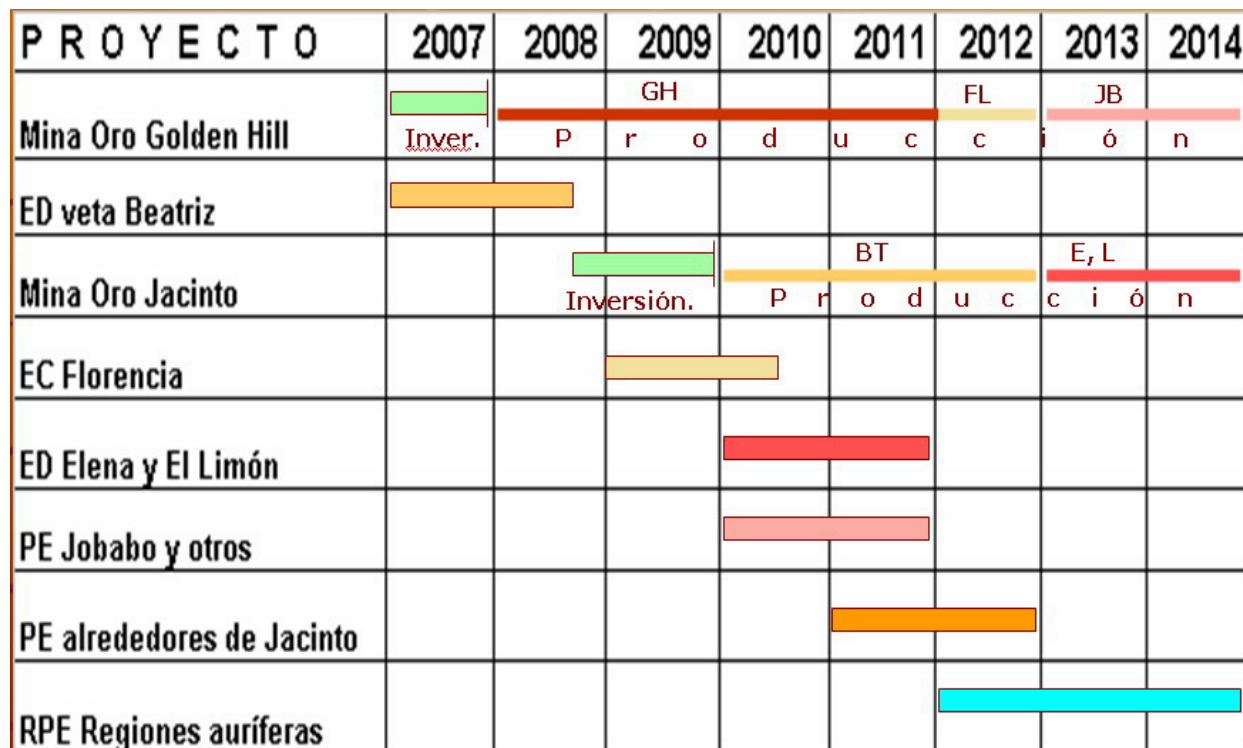


Figura No. 4. Propuesta de Implementación del programa

## CONCLUSIONES

- Las condiciones actuales del mercado del oro y el pronóstico para los próximos años son muy favorables y estimulan las nuevas inversiones mineras.
- En Cuba y especialmente en la región Camagüey-Las Tunas existen yacimientos y prospectos auríferos que merecen ser desarrollados y puestos en explotación bajo las actuales condiciones.
- Mediante el programa que se propone la EG Camagüey tendría una planta produciendo oro a partir de finales de 2007 y una segunda planta a partir de 2010, capaces de producir unas 40 mil onzas de oro por año a partir de 2010.



- Con el desarrollo del yacimiento Florencia, el campo mineral Jobabo y el sistema de vetas de Jacinto, se garantizaría la producción de oro en ambas plantas al menos hasta el 2014.

## BIBLIOGRAFÍA

*Empresa Geominera Camagüey, 2004. Programa de Desarrollo del Oro. Archivo Empresa Geominera Camagüey.*

*Pimentel y otros, 2002. Informe sobre la Exploración Detallada de la zona de oxidación del yacimiento de oro Golden Hill. Archivo Empresa Geominera Camagüey y ONRM.*

*Precious Metals, Charts and Graphics, september 2006, [www.kitco.com](http://www.kitco.com).*

*Spiteri Geological and Mining Consultants Inc., 1999. Report on Jacinto Project, Scope Study. ONRM.*



# MODELAJE DE RECURSOS Y RESERVAS MINERALES. CONSIDERACIONES PRÁCTICAS PARA SU EJECUCIÓN

**Mabel Alejandra Pérez Campos, José Arias del Toro**

Oficina Nacional de Recursos Minerales, Calle Salvador Allende No 666 entre Oquendo y Soledad, Centro Habana, Ciudad de La Habana, Cuba. ZIP 11 600, E-mail: [mabelp@onrm.minbas.cu](mailto:mabelp@onrm.minbas.cu), [jose@onrm.minbas.cu](mailto:jose@onrm.minbas.cu)

## RESUMEN

La introducción de las técnicas de modelación bidimensionales y tridimensionales de recursos y reservas minerales mediante métodos geoestadísticos y generados a partir de computadoras a partir de la década de los 90 en Cuba, ha brindado beneficios entre los cuales se encuentran modelos espaciales de mejor manipulación por los geólogos y planificadores, y de fácil actualización, incorporación de modelos digitales del terreno, posibilidad de uso de un mayor espectro de interpoladores, estimaciones de variantes mas cercanas a las unidades selectivas de minería y mayor capacidad en la valoración de los errores y riesgos asociados.

No obstante, aunque la aplicación de las técnicas de modelaje en el país ha crecido, aun es insuficiente y presenta deficiencias que atentan contra su calidad y aprovechamiento entre las que se encuentran pobre participación de geólogos de proyectos en los trabajos realizados por empresas de proyecto, insuficiente capacitación en temas de geoestadística, y de información primaria para el análisis geoestadístico, pobre caracterización de los dominios, insuficiente evaluación de la calidad y riesgos asociados a la estimación, ausencia de definiciones claras para la clasificación de recursos con estos métodos e insuficiente uso de valoraciones económicas y optimizaciones

En el presente trabajo se analiza detalladamente esta situación enmarcada en el desenvolvimiento actual de la actividad geólogo minera, determinando los factores que influyen y proponiéndose estrategias de solución para cada uno de ellos.

Se concluye que la implementación de estas soluciones es factible y colocara a nuestra comunidad geólogo minera en una posición de vanguardia en el uso de tecnologías de clase mundial ala vez que influirá positivamente en el aprovechamiento de los recursos y disminuciones de los costos, estando asociado su éxito a inversiones alcanzables y a la voluntad de organización, cooperación y formación de equipos.

## ABSTRACT

Use of bidimensional and tridimensional geoestatistical models in order to calculate ore resources and reserves began in Cuba in the 90's. This aproach has allowed several benefits to our geologist and minig planners, related to spacial model of easier manipulation and upgrades, DTM, use of diverse group of interpolators, better assesment of SMU, and risk and errors analysis.

However the use of this techniques has grown, is not enough yet, and could be improve, working in aspects as: basical instruction in geoestadística topics, geological domains definitions, quality assesment, clear definitions about resouce and reserve clasifcation in Cuban technical legislation, etc.

This scenario is carefully analized in this paper, taking into account the facts and suggesting strategies to provide improvement in the framework.

Finally the feasibility of the improvement is stated, and it depend a lot in human resouces organization, team work, and scolar planning, and less in expensive inversion programs.

## INTRODUCCION

El desarrollo de las técnicas informáticas, unido al abaratamiento de los medios de cómputo ha permitido una introducción creciente de métodos estadísticos en la estimación de recursos y reservas, usándose modelos 2D y 3D generados mediante el uso de computadoras.

La introducción de estas técnicas trae consigo aparejadas un gran numero de aspectos a considerar de orden organizativo, técnico y de capacitación, pues el desconocimiento de sus limitaciones y su abuso, puede traer como consecuencia la obtención de resultados poco fiables, sin una valoración



real de la confiabilidad de las estimaciones, de poco uso práctico, bajo la apariencia de un material avalado por el uso de técnicas sofisticadas.

El presente trabajo pretende mostrar una panorámica de la situación de este tema en nuestro país, a la vez que resalta las principales dificultades que se muestran para su aplicación y recomienda algunas medidas que puedan ayudar a solucionarlas, teniendo en consideración buenas prácticas conocidas por los autores a través de la experiencia nacional e internacional documentada.

## **MATERIALES Y MÉTODOS**

### **Antecedentes**

En nuestro país hasta la década de los 80 se usaban solo los métodos tradicionales de estimación de recursos (polígonos, secciones paralelas, bloques etc.), a pesar del desarrollo alcanzado por la aplicación de métodos geoestadísticos y modelaje de yacimientos desde años atrás.

A finales de los 80 e inicios de los 90 empieza la introducción paulatina de estas técnicas, usadas hoy con más frecuencia en la industria del níquel, el cemento, y proyectos de minerales metálicos.

Es indudable el beneficio que se ha obtenido en la aplicación de estas técnicas y es así reconocido prácticamente por todos los relacionados con este sector, aunque su grado de implementación es aun insuficiente tanto en rango de aplicación, capacidad de aprovechamiento de sus resultados, y la valoración de la calidad en sus aplicaciones.

En la actualidad ha crecido el número de técnicos familiarizados con estas tecnologías y se encuentran disponibles recursos de hardware y software (propietarios, de bajo costo y en algunos casos de open source), que permiten asegurar que existen las condiciones para intensificar su uso y maximizar los resultados alcanzados en su utilización.

### **Situación actual**

Como señalamos anteriormente diversos colectivos técnicos de Empresas cubanas desarrollan y utilizan modelos bi y tridimensionales de recursos minerales en la que basan su operación minera.

Podemos incluso considerar que se ha ganado en los últimos años cultura en su aplicación y que crece el reconocimiento de directivos y especialistas a considerar la necesidad de su utilización en dependencia siempre del estadio en que se encuentre su desarrollo.

Analizando detalladamente la situación actual podemos relacionar que se han alcanzado las siguientes fortalezas, relacionadas con tareas en las que se ha logrado un nivel de experticia y que brinda indudables beneficios. Entre ellos se encuentran:

- Conformación de modelos geológicos y de leyes 2D y 3D, que facilitan un acercamiento más intuitivo y natural de los geólogos y planificadores involucrados en la exploración y explotación del yacimiento.
- Posibilidad de actualización rápida de los modelos y cálculos a partir de la actualización de la información que se adquiera durante las investigaciones futuras o la minería.
- Utilización de modelos digitales del terreno aunque no siempre de buena calidad.
- Posibilidad de uso de un mayor número de interpoladores (IDW, kriging, simulaciones etc.).



- Posibilidad de estimación de leyes y otros atributos a nivel de menores unidades más cercanas a las unidades selectivas de minería, y posibilidad de un rebloqueo posterior.
- Mayor capacidad de validación de los modelos creados.
- Posibilidad de valoración de los errores de estimación y con ello del riesgo asociado al modelo creado.

Si comparamos estos beneficios con la situación cuando se usan modelos rígidos, tradicionales nos percatamos de las indudables ventajas que ha traído a las Empresas.

### **Debilidades**

No obstante aun encontramos un grupo de problemas asociados con su implementación que redundan en la no obtención de buenos resultados. Entre ellos podemos señalar:

- Modelos creados por grupos especializados mayormente en empresas de proyectos con escasa participación de los implicados en contra de la práctica internacional y el sentido común. El producto termina muchas veces en productos de poco uso.
- La capacitación estadística y geoestadística de los usuarios finales es formal e insuficiente.
- Los trabajos previos necesarios para establecer los parámetros óptimos de las mallas que garanticen el adecuado análisis variográfico es insuficiente o sencillamente se omite.
- El estudio de dominios y su caracterización estadística es insuficiente y en muchos casos divorciada del objetivo de su uso posterior y no integrando toda la información relevante disponible.
- Incorrecta selección de geometrías de los modelos.
- No aplicación de correctos programas de QA/QC antes de la ejecución de los trabajos de forma de garantizar la calidad del trabajo.
- No inclusión de elementos nocivos en los modelos de forma de realizar una evaluación total del yacimiento.
- Insuficiente o ausente evaluación de la calidad de las estimaciones de forma de establecer una correcta política de manejo de riesgos en la utilización de la información obtenida.
- Falta de una metodología explícita que facilite de una forma estándar la clasificación de los recursos y reservas a partir de la norma aprobada cuando se aplican estas técnicas.
- No se realiza una actualización sistemática de los modelos en la vida del yacimiento con escasas excepciones.
- La construcción de modelos económicos asociados y la obtención de modelos de reservas mediante estas técnicas es escasa y eminentemente parciales cuando se ejecutan. El uso de optimizadores matemáticos no traspasa casos muy aislados.



- Tendencia a construir modelos globales de todo el yacimiento, sin desarrollar modelos mas pequeños para áreas envueltas en desarrollos mineros a corto y mediano plazo donde sea viable la aplicación de técnicas no paramétricas y de simulación que describan con mas certeza la variabilidad del objeto de estudio, garantizando un acercamiento a los requerimientos de la industria.
- Existe aun una confianza en las técnicas que pasa por encima de las condicionales practicas, de forma que se sobrevalora en algunos casos la veracidad del resultado de un trabajo.

### **Escenario de desenvolvimiento**

Todo este trabajo se desarrolla en un escenario donde existen elementos claves como hardware, software, recursos humanos etc, que influyen en su comportamiento. A continuación discutimos una valoración de su situación actual y analizamos posibles formas de implementar mejoras.

**SOFTWARE:** Existen en el país licencias de software de minería comerciales en las principales instituciones envueltas. Además existe multitud de herramientas de bajo costo o freeware disponibles que permiten la realización de aplicaciones personalizadas. Ejemplo Moa Nickel SA.

En nuestra opinión no constituye una limitante seria para la solución de las debilidades planteadas y la extensión de la aplicación de los métodos, pues estan prácticamente accesibles para cualquier bolsillo o magnitud de operación.

Las soluciones brindadas por ejemplo por las versiones libres de la GSlib, se encuentran entre las mejores en el mundo, aunque su interfase no sea amistosa.

**HARDWARE:** estas técnicas requieren de tecnologías avanzada de computo pero con maquinas Desktop, con mejoras en tarjetas graficas, memorias extendidas, displays de gran formato y dispositivos adecuados de almacenamientos se conforman ambientes adecuados para su desenvolvimiento.

A pesar de ello los costos actuales, lo anteriormente expuesto no sobrepasa el doble de una inversión estándar en una estación de trabajo convencional lo que no hace inalcanzable el uso de la tecnología, por los precios relativamente bajos del hardware.

**RECURSOS HUMANOS:** nuestro país cuenta con personal técnico de alta calificación en el campo de las ciencias de la tierra. La inversión fundamental esta en este terreno encaminada a lograr la formación de personal en estas técnicas a largo plazo con el costo asociado pues indudablemente la curva de aprendizaje es lenta y envuelve varias disciplinas. Se necesitan crear ambientes de trabajo con grupos multidisciplinarios de geólogos, mineros, tecnólogos, economistas para el mejor uso de estas técnicas.

Este punto es vital pues parte de una voluntad institucional de formación de personal de una manera planificada con los costos en tiempo y dinero, con resultados no visibles a corto plazo y donde la estabilidad del personal involucrado es clave por la alta demanda en el mercado de trabajo.

**CAPACITACION:** se necesita implementar esquemas de capacitación en estas materias diferenciadas en base al papel de cada ejecutor pero garantizando el conocimiento básico que permita un usuario final enterado, capaz de interactuar y decidir con el equipo de diseño. Se necesita desvirtuar el concepto de guru asociado con el especialista de estas tecnologías.





Las empresas geólogo mineras deben estar prestas a invertir en capacitación para estos fines como un activo intangible de un valor decisivo en su actividad. Debe recomendarse el acercamiento de la formación de pregrado a la aplicación práctica de estas técnicas.

Se necesita llevar a la mentalidad de los directivos la complejidad del tema en su justa medida de forma que la introducción de la tecnología transite por un ambiente de comprensión y confianza que facilite el trabajo de los especialistas envueltos.

## CONCLUSIONES

- La aplicación de los métodos geoestadísticos dimensionales al cálculo de recursos y reservas en nuestro país ha crecido, aunque aun es insuficiente y presenta una serie de debilidades que atentan contra su calidad y máximo aprovechamiento.
- Un análisis de lo anterior en relación al escenario en que nos desenvolvemos demuestra que su solución es factible estando más ligada a esfuerzos institucionales de formación de equipos e inversión adecuada de capacitación.
- El análisis económico y la modelación asociada de reservas con todos los aspectos a considerar de forma integral debe acometerse como una prioridad por nuestras instituciones.
- Es imprescindible el completamiento de nuestra instrucción para la clasificación de recursos y reservas con anexos que estandaricen y de guías sobre los criterios de clasificación cuando se usan modelos geoestadísticos.
- La evaluación de los riesgos envueltos en una evaluación de reservas y su repercusión futura en la inversión minera debe jugar un papel más importante en la ejecución de nuestros estudios de factibilidad.
- Lograr una mejora en estos aspectos de forma de colocar a nuestra comunidad geológica minera en una posición de vanguardia es factible y depende de inversiones alcanzables mas asociadas a voluntad de organización, cooperación y formación de equipos que a altos costos en divisas en muchos casos ya ejecutados.

## APLICACIONES DEL GEORADAR EN LAS INVESTIGACIONES INGENIERO GEOLOGICA EN EL CANAL TRASVASE ESTE OESTE

**Marcial Guerra Piñeiro<sup>(1)</sup>, Orlando Dussac Tamayo<sup>(1)</sup>, Alfredo de Jesús Hernández Ramsay<sup>(1)</sup>**

<sup>(1)</sup> Empresa Geominera de Oriente, Carretera de Siboney Km. 2<sup>1</sup>/<sub>2</sub> Alturas de San Juan. Santiago de Cuba.

### RESUMEN

El grupo de Servicios Geofísicos de la Empresa Geominera de Oriente, en el marco del Proyecto Gubernamental para el traslado de agua potable, desde el macizo montañoso Sierra Cristal (Mayarí - Sagua de Tánamo) hasta las provincias de Holguín, Las Tunas y Camaguey, con el objetivo de satisfacer las necesidades del consumo para la población y la agricultura, en territorios que han sufrido de una intensa sequía en los últimos años; acometió investigaciones geofísicas, en el canal Trasvase Este Oeste, de la provincia Holguín, utilizando la técnica conocida como GPR (Georadar).

Esta tecnología nos permitió obtener imágenes del subsuelo con una elevada resolución, aportando un gran volumen de información, con excelentes resultados y confiabilidad.

El tramo estudiado del Canal Trasvase se encuentra emplazado en la formación Camazán (rocas terrígenas carbonatadas con fragmentos calcáreos) con presencia de procesos de carcificación. Se ejecutó un perfil longitudinal de investigaciones con el sistema Georadar en toda su longitud, y un complejo de métodos geoeléctrico (SEV, Perfilaje Eléctrico Simétrico y VLF).

Los trabajos estuvieron orientados para el estudio preliminar, de un sistema con presencia de carso, de bloques de rocas carbonatadas consolidadas dentro de un material carbonatado, grietas y de los contactos litológicos tanto laterales como verticales.

La aplicación de esta técnica geofísica (GPR) permitió definir, zonas que pudiesen estar estrechamente relacionadas con bloques de material carbonado consolidado, dentro de un material carbonatado terrígeno, presencia de carso, contactos litológicos laterales y verticales de acuerdo a variación de sus propiedades electromagnéticas de yacencia .

### ABSTRACT

The Canal Trasvase is summoned in the formation Camazán (rocks earthy carbonated with calcareous fragments) with presence of carstification processes. A longitudinal profile of investigations was executed with the system Georadar in all its longitude, and a complex of methods geoeléctrico (SEV, Symmetrical Electric Profiling and VLF).

The works were guided for the preliminary study, of a system with presence of Carso, of blocks of carbonated rocks consolidated inside a carbonated material, cracks and of the contacts lateral so many lithologic as vertical. The application of this geophysical technique (GPR) it allowed to define, areas that can be closely related with blocks of material consolidated carbonated, inside a material carbonated earthy, presence of carst, contacts lateral and vertical litológicos according to variation of their electromagnetic properties of special lay and variations of the electromagnetic characteristics inside the same rock.

### INTRODUCCIÓN

En el Canal Trasvase el tramo estudiado se encuentra emplazado en la formación Camazán (rocas terrígenas carbonatadas con fragmentos calcáreos), con presencia de procesos de carcificación.

Se ejecutó un perfil longitudinal de investigaciones con el sistema Georadar en toda su longitud.

Los trabajos estuvieron orientados para el estudio preliminar, de un sistema con presencia de carso, de bloques de rocas carbonatadas consolidadas dentro de un material carbonatado, grietas y de los contactos litológicos tanto laterales como verticales.

La aplicación de esta técnica geofísica (GPR) permitió, que se mapearan por hipérbolas muy bien definidas, zonas que pudiesen estar estrechamente relacionadas con bloques de material carbonado consolidado, dentro de un material carbonatado terrígeno, contactos litológicos laterales y verticales de acuerdo a las variaciones de sus propiedades electromagnéticas de yacencia.

En los trabajos geofísicos en el sector del trasvase Guayabo Pontesuelo, además del Perfilaje con Georadar (GPR). se utilizó el siguiente complejo de métodos:

Sondeo Eléctrico Vertical (SEV).

Ultra Baja Frecuencia (VLF).

Perfilaje Eléctrico Simétrico de doble aberturas (PES)

Sondeo Eléctrico Vertical (SEV).

Los trabajos de campo se ejecutaron con un paso de medición de 100m, en perfiles georeferenciados. El AB máximo fue de 200 m.

El equipo utilizado fue el SARIS (Scintrex Automated Resistivity Imaging System) fabricado en Canadá, uno de los más avanzados de su tipo, existente en el mercado.

Ultra Baja Frecuencia (VLF).

Los trabajos de campo se ejecutaron con un paso de medición de 20m, en perfiles georeferenciados.

El equipo utilizado fue el EM-16 de la compañía GEONICS LIMITED

Perfilaje con Georadar (GPR).

Se realizaron mediciones a lo largo del perfil con paso de medición de un metro, con el empleo de la antena de 50 MHz.

El equipo utilizado para las mediciones de campo fue el Ramac GPR TM, de la firma MALA GEOCIENS, de nacionalidad sueca.

Perfilaje Eléctrico Simétrico.

Este método se ejecutó en todo el perfil con un paso de medición de 20m.

Los trabajos de campo de georesistividad, se ejecutaron con el equipo SARIS (Scintrex Automated Resistivity Imaging System) fabricado en Canadá.

## RESULTADOS

Con los datos de la resistividad eléctrica de las rocas en el perfil (ver Figura 1) y los datos aportado por el georadar, nos permitió proponerle al inversionista una escala de excavabilidad por tramos en el perfil (I, II, III, IV), asociadas con los siguientes materiales o estado físico de las rocas: material friable, eluviones de rocas arcillosa de consistencia alta, rocas débilmente meteorizada con rocas frescas, presencia de rocas frescas consolidadas.

La aplicación de esta técnica geofísica (GPR) permitió, que se mapearan por hipérbolas muy bien definidas, zonas que pudiesen estar estrechamente relacionadas con bloques de material carbonado

consolidado, dentro de un material carbonatado terrígeno y zonas con presencia de carso. Las variaciones en la dirección, forma e intensidad de la señal recibida nos permitió definir la existencia de contactos litológicos laterales y verticales, asociadas a las variaciones de sus propiedades electromagnéticas de yacencia, así como de la textura del material existente. Ver figura 2 y3.

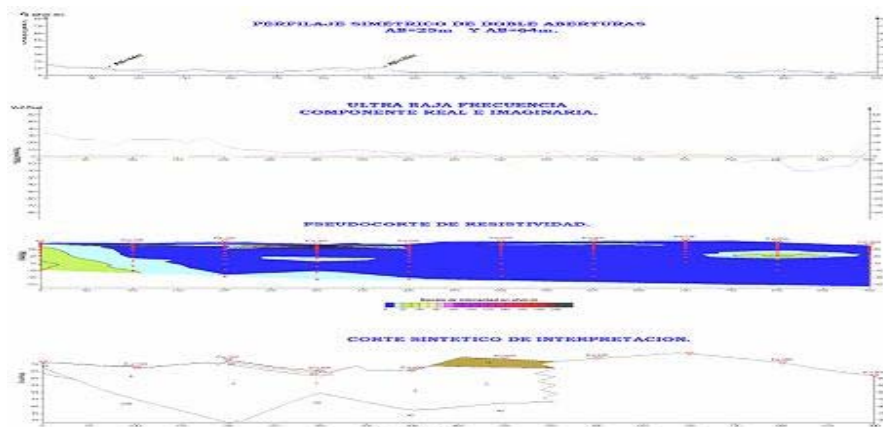


Figura 1

Figura 2

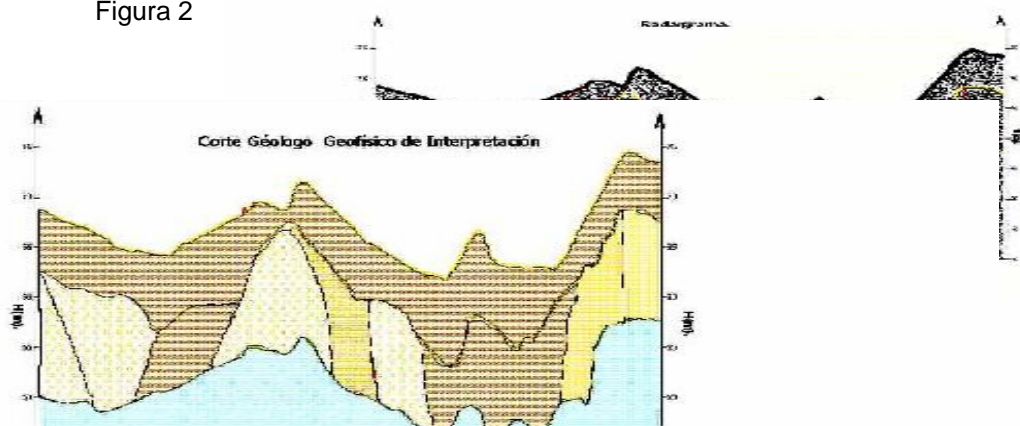


Figura 3

## CONCLUSIONES

SEGUNDA CONVENCION CUBANA DE CIENCIAS DE LA TIERRA, GEOCIENCIAS '2007.  
Memorias en CD-Rom, La Habana, 20-23 de Marzo de 2007

- Los métodos eléctricos y electromagnéticos utilizados permitieron cartografiar las heterogeneidades del corte geológico a través de sus propiedades físicas contrastantes. Ver Figura 1
- Se detectaron varias discontinuidades tectónicas y sus principales direcciones.
- El método GPR, permitió definir límites continuos entre rocas con diferentes propiedades físicas, que pueden estar relacionadas con sus grados de compactación, grados de alteración. etc.
- Se pudo estudiar las características del corte geológico, definiendo sus variaciones laterales y verticales.
- Se definen diferentes capas y sus espesores discontinuidades de los campos físicos que están mapeando la tectónica del sector.

### **BIBLIOGRAFÍA:**

- Guerra-Piñeiro, M, O, Dussac-Tamayo, 2006. Informe de las Investigaciones Geofísicas del Canal Trasvase en el Tramo Guayabo – Puentezuelo. Holguín. Cuba.
- Grupo de Autores I.G.P, 2002, Propuesta del Léxico Estratigráfico de Cuba.
- Grupo de Autores Ministerio de la Construcción. Empresa Hidroeconomía Holguín. Grupo Proyecto. Norma Precons. Cuba.

## PROCEDIMIENTO PARA SELECCIONAR EL SISTEMA IDÓNEO PARA CONTROLAR EL AGUA QUE PUEDE AFECTAR EL PROCESO DE CONSTRUCCIÓN DE UNA OBRA SUBTERRÁNEA

Armando Cuesta Recio<sup>(1)</sup>, Carlos Trincado Cruz<sup>(2)</sup> Roberto Watson Quesado<sup>(4)</sup> y Yosvanis Cervante<sup>(3)</sup>

(1,3 y 4) Instituto Superior Minero Metalúrgico de Moa, las Coloradas s/n, Moa. CP: 83329.

(2). Empresa de Investigaciones y Proyectos Hidráulicos Holguín.

### RESUMEN.

No siempre en los proyectos de construcción de obras subterráneas, se analizan las afectaciones que puede provocar el agua subterránea, y en muchos casos se trata la problemática con insuficiente profundidad y en otros casos de forma remediar lo que ha traído como consecuencia en muchos casos la aplicación de soluciones no consideradas en el proyecto inicial influyendo en los costos generales del proyecto, en el trabajo se propone la utilización de una metodología integral para seleccionar el sistema idóneo para controlar el agua que puede afectar una obra subterránea.

La metodología considera y caracteriza una serie aspectos importantes que van desde las características naturales y antrópicas del terreno, hasta las características de la obra, aspectos que tienen influencia en los proceso de infiltración control y deterioro que produce en agua en una obra subterránea. Para la elección de la vía o variante para el control del agua que se infiltra y afecta la obra subterránea, se propone un algoritmo de selección que considera los aspectos más importantes que influyen en los procesos de filtración y control del agua recogido en la siguiente expresión que evalúa la calidad del macizo afectado por la presencia de agua.

$$C_w = (K1 \times 94,5 - 1,3 \times J_v - 0,47 \times C.g) \times K2$$

Donde.

K1- Coef considera la resistencia a Compresión.

K2- Coef. Que considera la presencia de agua.

C.g- Características del agrietamiento

Jv-. Número de grietas por metro lineal.

En trabajo se realizó en obras del Trasvase Este-Oeste que se ejecuta en la provincia de Holguín, en la que el agua tiene una marcada influencia en el proceso constructivo.

Otro aspecto que se trata en el trabajo es la propuesta de soluciones para mitigar el impacto que estas construcciones subterráneas y variantes para el control del agua, provocan en los recursos hídricos.

### ABSTRACT.

It is not always analysed, in the projects of underground construction, the affectations that underground water can cause and sometimes this problem is treated with insufficient profundity and in other situations this problem is treated in the form of a remedy which has resulted as consequence the application of unconsidered solutions in the initial project, influencing in the general costs of the project. In this paper we propose the use of an integral methodology to select the appropriate system to control the water that can affect an underground construction.

This methodology considers and it characterizes a series of important aspects that begin from the natural and unnatural characteristics of the land, to the characteristics of the underground construction, aspects that influence in the process of seepage control and deterioration that takes place in water in an underground construction.



For the election of the method or variant for the control of the water seepage that affects the underground construction, we propose an algorithm for the selection which considers the most important aspects that influence in the processes of filtration and control of the water, taken from the following expression that evaluates the quality of the rock mass affected by the presence of water.

$$C_w = (K1 \times 94,5 - 1,3 \times J_v - 0,47 \times C.g) \times K2$$

Given as

K1 - Coef considers the resistance to Compression.

K2 - Coef. That it considers the presence of water.

C.g - Characteristic of the cracking

Jv -. Number of cracks for lineal meter.

This investigation was carried out in the Tránsito Este-Oeste that is constructed Holguín-Cuba, in which the water has a marked influence in the constructive process.

Another aspect that is treated in this paper is the proposal of solutions to mitigate the impact that these underground constructions and variants for the control of the water, cause in hydraulic resources.

## INTRODUCCIÓN.

Generalmente no siempre se toma en consideración gastos adicionales en que se puede incurrir cuando no se considera la presencia el agua ni sus posibles afectaciones. Muchos proyectistas y constructores resuelven estas afectaciones modificando el proyecto a pie de obra durante la ejecución de la misma, provocando gastos adicionales no considerados en el proyecto.

Este aspecto ha sido la causa que se detenga la ejecución temporal o permanente de obras subterráneas en construcción.

Muchos de estos problemas que se presentan en los proyectos no se deben categóricamente, al desconocimiento de los proyectistas y ejecutores, sino a al uso metódico de los criterios de para la evaluación de la calidad de los macizos rocosos (clasificaciones, geomécanias) para la selección de los sostenimientos y fortificaciones del macizo y las excavaciones. Generalmente estos criterios o metodologías no proponen variantes para el control del agua y evitar las afectaciones que estas producen (Hoek, 2007; Romana-Ruiz, 2001; Romana-Ruiz, 2002)

Debido a la deficiencia de estas clasificaciones se hace necesario crear y proponer criterios o procedimientos que faciliten de clasificación de los macizos afectados por el agua que consideren además de las fortificaciones y sostenimientos, vías para controlar el agua y las afectaciones que esta produce al macizo y las construcciones.

Muchos autores reconocen la incidencia que tiene de la presencia del agua en las construcciones subterráneas (González, 2005; Lipponen et al., 2005).e incluso han tenido que tratar de forma remediar estas situaciones.

Existen ejemplos en nuestro país que ilustran y demuestran la necesidad de un procedimiento con estas características:

Durante la ejecución de un emboquille en el tránsito Este Oeste que se construye noreste de las provincias Orientales, la presencia del agua subterránea, e incluso la superficial a producido serias perdidas de tiempo, debido a la necesidad de evacuar el agua de la excavación, en las fotos # 1 y2 se puede observar la trinchera de entrada y el emboquille al inicio del túnel Ojo de agua -Yagrumal.



Fig. # 1 Trinchera de acceso al emboquille



Fig. # 2 Emboquille del túnel Ojo de agua yagrumal

En el poder popular de Moa Municipio de Holguín Cuba, existen documentos que recogen como causa del abandono de un túnel en el reparto caribe a causa de la gran cantidad de agua que llegaba a la excavación.

Algo similar ocurrió con una obra que se muestra en la foto # 3 y 4 donde el jefe de la obra en un túnel que se inundó a causa del agua que se infiltró producto a mas de 89 mm de precipitaciones que cayeron en el municipio lo que se unió con una excavación que existía aguas arriba en el túnel que acumuló parte del agua que se filtró a la obra.



Fig. # 3 Nivel alcanzado por el agua



Fig. # 4 Reservorios de agua

Desde el pto. de vista geomecánico, el agua juega un papel importante en la variación de la resistencia de las rocas meteorizadas y blandas con el tiempo, reduciendo su resistencia; cuando la roca es porosa, debido a la presión de poros inducida por el agua, disminuye su resistencia que une las partículas; en las zonas de fallas generalmente, muy meteorizadas, constituyen un camino perfecto para el agua, además, esta disminuye el esfuerzo que puede soportar el macizo en  $\sigma_{\text{agua}} = U$

(Custodio and Ramos, 1997; González, 2005), la presencia de agua diluye determinados minerales componente de las rocas que pueden llegar a formar conductos subterráneos. Estos efectos como resultado de la presencia del agua provocan problemas geotécnico que influyen en el proceso de construcción, dentro de los que se pueden mencionar la aparición de cavidades durante el laboreo de excavaciones, rellenos o vacíos oquedades, el hundimiento de superficie, colapso del techo, asociado o no con el hinchamiento, asentamientos, pérdida de estabilidad a consecuencia del aumento del peso volumétrico de la roca, o a su pérdida de resistencia entre otros problemas que pueden aparecer (Cuesta, 2005a).

La evaluación y propuestas de sostenimientos obtenida a través de la utilización de diferentes criterios geomecánicos para evaluar la calidad del macizo tienen probada efectividad para las condiciones en donde fueron creadas y son aplicables a múltiples condiciones; pero la presencia de agua disminuye la efectividad de las mismas debido a las soluciones que proponen. Incluso Romana Ruiz (Romana-Ruiz, 2000) quien propone soluciones para emboquilles a partir de los criterios de Bieniawski, no satisfacen los problemas presentados en algunos emboquilles del trasvase Este-Oeste.

## **MATERIALES Y MÉTODOS.**

Para la realización del trabajo se realizó un estudio de varias metodologías para la clasificación de los macizo rocosas, desde la propuesta por Terzaghi's en 1946 (Hoek, 2007; López-Jimenez and autores, 1997) hasta las más actuales y utilizadas recientemente en múltiples proyectos entre las que se encuentran.

Se utilizó la técnica de encuesta para corroborar la importancia concebida por nosotros a los parámetros con incidencia en el proceso de infiltración, control del agua y deterioro que esta provoca en macizos y excavaciones, se procesaron las encuestas realizadas ver Anexo 1.

Las propiedades necesarias para el estudio se determinaron en el lab. de Propiedades físico-mecánica de las rocas del ISMM (propiedades másica y de resistencias) otras en el lab de la Empresa proyecto e investigaciones hidráulicas de Holguín.

Se utilizó el procedimiento propuesto por el auto (Cuesta, 2005b), el cual se ha ajusta y valida en túneles del trasvase este Oeste

## **RESULTADOS**

El procedimiento propuesto se aplica efectivamente en macizos rocosos afectados por la presencia de agua, con el cual se podemos obtener un criterio de la calidad de macizo e inferir el comportamiento de excavación subterránea, y se pueden utilizar las propuestas para controlar las filtraciones de agua e impedir las afectaciones que esta pueden producir a corto o largo plazo.

Consideramos que estas soluciones son integrales desde tres puntos de vista.

- 1- Se logra controlar el agua que afecta una etapa de construcción.
- 2- Se conserva y sostiene el espacio laboreado.
- 3- Con las variantes propuestas se trata de afectar lo menos posible el régimen hidrológico y la calidad de las aguas subterráneas.

Aspectos que considera el procedimiento para seleccionar una vía para evitar las afectaciones que produce el agua a en las obras subterráneas.

1. *Determinación de características naturales y antrópicas.*
2. *Características del macizo rocoso.*
3. *Característica sísmica.*
4. *Parámetros y características hidrográficas.*
5. *Régimen hidrogeológico.*
6. *Características de la excavación.*
7. *Propuesta de las vías para evitar las afectaciones producidas por el agua a las excavaciones subterráneas, con la utilización del algoritmo de elección.*
8. *Valoración integral y selección de la vía para evitar las afectaciones producidas por el agua a las excavaciones subterráneas.*

**Descripción de los aspectos de la metodología que considera valoraciones cualitativas y cuantitativas del área sobre la cual se proyectará.**

#### **Características naturales y antrópicas.**

De este aspecto se proponen el análisis de:

La vegetación, el nivel de compactación, composición granulométrica y pendiente de la superficie bajo la cual yacerá la construcción.

#### **Características del macizo rocoso.**

**Litología** para esta caracterización proponemos que se empleen los grupos lito estructurales propuestos por Nicholson y Hencher en 1997 (Suárez\_Díaz, 1998)

**Composición química.** Para este aspecto recomendamos La observación visual macroscópica y microscópica por especialistas competentes y/o el análisis por difracción por rayos X

**Estratos, Plegamientos y Fallas.** La caracterización de estas estructuras geológicas se determinarán a partir de las perforaciones que se realizan para el estudio geológico y donde se le prestará especial atención a las fallas, no se descarta la utilización de métodos geofísicos.

**Porosidad,** la misma se determina experimentalmente De forma analítica si se considera un volumen determinado de una muestra de roca ( $V$ ), la porosidad ( $m$ ) se determinaría por la siguiente expresión.

$$m = \frac{V_v}{V} \times 100 \quad \text{Donde: } V_v - \text{volumen de huecos o de poros}$$

También se puede determinar a través de métodos geofísicos.

**Agrietamiento:** Principal vía por la cual penetra y se desplaza el agua en los macizos fuertes y agrietados, es estudio del mismo se debe realizar por tramos litoestructuralmente iguales y tomando mediciones del azimut de buzamiento, Buzamiento, abertura, rugosidad, tipo de relleno, persistencia y espaciamiento. A partir del espaciamiento se determinará la cantidad de grietas por metros cúbico a partir de los criterios de *Palmström* (PALMSTRÖM and Roldán., 2000)

$$J_v = k_1 * N_1 \quad (1)$$

$k_1$  factor que variará con la distribución de las grietas para **una unidad de área**(1.15 -1.5)

$N_1$ -numero de grietas por metro cuadrado.

También se le denomina conteo volumétrico de grietas ( $J_v$ ), y es utilizado en varias clasificaciones geomecánicas (Barton Lien y Lunde ) y se puede determinar por la siguiente expresión. (Hoek, 2007; Hoek. and Brown., 1986)

$$J_v = \sum \left( \frac{1}{S_i} \right) \quad (2)$$

Donde:

$S_i$  – Espacio entre grietas de la familia  $i$

Los elementos de yacencia de las grietas se procesarán con ayuda del DIPS versión 2.22 de E. Hoek(Hoek, 1998)

### **Propiedades Físico-Mecánica**

Se determinan las propiedades de resistencia (compresión y tracción) y se determina a demás el coeficiente de reblandecimiento, utilizando los métodos conocidos. (método Standard (compresión uniaxial, método Brasileño)(Otaño, 2000)

**Características sísmicas.** debido a la necesidad de que las propuestas sean capaces de absolver los esfuerzos generados por los sismos(Mondeja-Oquendo., 2001)

### **Características hidrográficas.**

**Régimen de lluvia.** Se toma el comportamiento de las lluvias y la influencia en la recarga del mato freático

**Presencia de arroyos, ríos o embalses.** Se consideran aquellos que pueden influencia directa sobre la obra a construir, o indirecta por el aumento del nivel del piezométrico a consecuencia de la conductividad hidráulica ( $K$ )

### **Características hidrogeológicas.**

Nivel del manto freático, este se determina a partir de las perforaciones para los estudios geológicos, y siempre que sean posible se encamisan algunas perforaciones para estudiar el comportamiento hidrogeológico.

Coeficiente de permeabilidad ( $K$ .) **este parámetro se determina a partir de los ensayos o pruebas a presión o por cubeto.**



**Caudal esperado Q**, proponemos que se determine analíticamente por el método propuesto por Goodman (Kolymbas and Wagner, 2006)

**Agresividad del agua.** Se determina a través de la DIN 4030 (López-Jimenez and autores, 1997), lo que permitirá tomar decisiones sobre los materiales a utilizar para el control del agua.

### **Características de la excavación.**

**Profundidad de ubicación.**

**Método de arranque.**

**Destino y vida útil de la excavación.**

### **Propuesta de las vías para evitar las afectaciones producidas por el agua a las excavaciones subterráneas.**

Para seleccionar las posibles propuestas de las vías que pueden aplicarse en nuestro país, se realizó un análisis de los sistemas para el control del agua utilizados en 96 túneles en Cuba y a nivel internacional, se evaluó la posibilidad de introducir o proponer algunas variantes aplicables en nuestras condiciones, en función de futuras obras subterráneas, y la recuperación económica del país.

Estas vías fueron integradas a un algoritmo integral que contempla además una serie de aspectos tratados anteriormente, que facilitará la selección adecuada bajo un enfoque integral. Ver anexos 2.

#### **Propuesta del algoritmo de elección.**

Descripción del algoritmo.

El primer análisis que se realiza en para la utilización del algoritmo es la posibilidad real de que el agua afecte la obra proyectada, en construcción o en explotación, ya sea por las agua meteóricas que se filtran o por encontrarse la construcción por debajo del nivel piezométrico.

Si el agua no afecta la obra subterránea, entonces se propone utilizar las metodologías propuestas por Barton y Bieniawski (Romana Ruiz). Para el análisis de la calidad del macizo y la propuesta de los sistemas de sostenimientos y fortificación.

Cuando existe la posibilidad de que el agua pueda afectar la obra subterránea, proponemos utilizar nuestro procedimiento.

Los datos iniciales en los que se basa la conformación del algoritmo son las variables principales que forman parte de la ecuación obtenida para valorar la calidad del macizo afectada por el agua (Cuesta, 2005a).

$$C_w = (K_1 \times 94,5 - 1,3 \times J_v - 0,47 \times C.g) \times K_2 \quad (3)$$

El número de grietas  $J_v$ , para su mejor exactitud se tomará para un metro cuadrado de superficie rocosa que aflora (formula #2), o en el interior de una excavación y en la etapa de investigaciones geológicas se recomienda que se tome partiendo de un metro lineal de testigo de perforación (formula #1)

Para la resistencia a compresión de la roca (K1 ver Tabla 1), se deberá tomar varias muestras en diferentes puntos de muestreo a lo largo del eje de la obra, y se utilizará el método estándar con muestras regulares o semi irregulares.

Valor de resistencia a compresión Kgf/cm <sup>2</sup>	Descripción de la resistencia	Valores de K1
< 250	Muy baja	0,5 – 0,6
250 - 500	Baja	0,6 - 0,7
500 - 750	Medianamente alta	0,7-0,8
750 - 1000	Alta	0,8-0,9
>1000	Muy alta	>0.9 <= 1

Tabla #1 Muestra los valores de K1 considerando la resistencia a compresión

Para las características del agrietamiento (**C.g** ver tabla # 2) se tomo considerando las grietas planas lisas y rugosas que son las que mayormente abundan en los macizos ofílicos del norte y noreste de las provincias orientales de Cuba.

Denominación de las características del agrietamiento			Valor de C.g
Abertura (b)	Relleno	Rugosidad	
Muy cerrada	-	Rug./lisa	1
Cerrada	Rellena	Rug./lisa	
Cerrada	-	Rug/lisa	2
Parcialmente abierta	Rellena	Rug/lisa	2
Parcialmente abierta	-	Rug/lisa	3
Abierta	Rellena	Rug/lisa	2 - 3
Abierta	-	Rug	3 - 4
Abierta	-	Lisa	3,5 - 4,5
Moderadamente Abierta	Rellena	Rug/lisa	3 - 4
Moderadamente Abierta	-	Rug.	4,5 - 5
Moderadamente Abierta	-	Lisa	5
Muy abierta	Rellena	Rug/lisa	4,5 - 5
Muy abierta	-	Rug/lisa	6

Tabla # 2 Propuesta de valores que caracterizan el agrietamiento (**C.g**)

Las características de la presencia de agua en la excavación (**K2** ver tabla # 3) se toma a partir de observar visualmente como se manifiesta la misma.

Descripción de la presencia de agua	Valor de K2
Seco	1
Goteos por el techo	0.9
Goteos por el techo y fluye por los lados	0.8
Flujo por el techo y lado con lavado parcial de las grietas	0.7
Flujo a presión por las grietas en todo el perímetro de la excavación con un lavado total de las grietas 0.6	0,5 - 0,6

Tabla # 3 Propuesta de valores que caracterizan la presencia de agua (**K2**)

La formula # 3 nos devuelve el valor de la calidad del macizo afectado por el agua ( $C_w$ ), cuyos valores oscilan entre 1 y 100 (ver tabla # 4), la cual se dividió en 5 categorías.

Denominación	Valores de $C_w$	Categorías
Macizo muy bueno	81-100	C1
Macizo bueno	61-80	C2
Macizo de calidad media	41-60	C3
Macizo malo	21-40	C4
Macizo muy malo	0-20	C5

Tabla # 4 Calidad del macizo afectado por el agua ( $C_w$ )

La categoría del macizo afectado por el agua (C) permite entrar al algoritmo por una de las dos ramas posible (macizos muy buenos a macizo de calidad media) y Macizos Malos y muy malos, para los macizos del primer grupo se analiza el nivel de saturación del manto freático y en función de la calidad se proponen las posibles variantes de soluciones, generalmente hay más de una propuesta por categoría.

En el segundo grupo al que pertenecen los macizos malos y muy malos, se analiza de igual manera el nivel del manto freático, y posteriormente la inyectabilidad del macizo, ya que la inyección se podrá utilizar para consolidar el macizo, pero también como vía para evitar que el agua penetre a la obra y produzca afectaciones (vía de impermeabilización.)

## DISCUSIÓN.

Los criterios para la evaluación geomecánica de los macizos rocosos mas utilizados a nivel mundial propuestos por Barton (BARTON and GRIMSTAD, 1998; Hoek. and Brown., 1986), Bieniawski ed at (Romana-Ruiz, 2002) tienen probada efectividad, sin embargo en determinadas situaciones las prestas de sostenimiento no satisface todas las problemáticas existente que van mas allá del preservar el espacio laboreado.

En el caso de rocas ultrabásicas presente en el complejo ofiolítico de norte y noreste de las provincias Orientales, cuando existe presencia de agua y las rocas tienen calidad medio o mala, no se considera la afectación que produce el agua en estas rocas ni la disminución de las propiedades de resistencia ya comprobadas en estas rocas por esa causa, lo que se expresa a través de los coeficientes de reblandecimiento y de estoicidad

Y existen varios ejemplos de reparaciones de túneles debido a al deterioro de las rocas en el contorno de la excavación expresado en la disminución de su capacidad portante.

En nuestro procedimiento parte de la simplificación de los parámetros a utilizar para evaluar la calidad del macizo desde el punto de vista hidráulico, para lo cual se propone que se utilicen características del agrietamiento, propiedades de resistencia y la forma en que se manifiesta el agua en la excavación. Este último aspecto lo consideran varios investigadores pero valoran la influencia de este en el conjunto macizo excavación a largo plazo.

Se hacen propuestas de vías y métodos para alargar evitar o disminuir este periodo de deterioro, del conjunto macizo-excavación proponiendo vías para controlar el agua que produce esta afectación a corto y largo plazo entre ellas las inyecciones.

## CONCLUSIONES

Las soluciones propuestas permiten controlar el agua que se infiltra a una obra subterránea, disminuyendo así la posibilidad de afectar el conjunto macizo excavación.

La información que recoge el procedimiento da una idea general y muy explícita de todos los aspectos que inciden en el proceso de construcción en el área de estudio.

El procedimiento permite evaluar la calidad del macizo con un menor número de parámetros a través de la expresión propuesta.

## BIBLIOGRAFÍA

- BARTON, N. and GRIMSTAD, E., 1998. El sistema Q para la selección del sostenimiento en el método noruego de Excavación de túneles. In: N.G. INSTITUTE (Editor). NORWEGIAN GEOTECHNICAL INSTITUTE.
- Cuesta, A., 2005a. Metodología integral de selección del sistema de control del agua para evitar las posibles afectaciones en las obras subterráneas, Primera Conv Inter de las Geo\_cias y la Quím apli la Const. SGQ(UNIACC), Santiago de Cuba, Cuba.
- Cuesta, A., 2005b. Metodología para disminuir los riesgos de afectaciones producidas por el agua en las obras subterráneas, I Convención de Cubana de Ciencias de la Tierra, Congreso de Geología y Minería.
- Custodio, E. and Ramos, M.L., 1997. Hidrogeología subterránea. Omega S.A, Barcelona España, 988 pp.
- González, A., 2005. Hidráulica del Macizo Rocos, Riesgos Geodinámicos en la Actividad Minera. Cytel XIII Moa Cuba.
- Hoek, E., 1998. DIPS 2.22.
- Hoek, E., 2007. Practical Rock Engineering. In: A.A. Balkema (Editor). RockScience.com.
- Hoek, E. and Brown, H., 1986. Underground excavation in hard rock. Institution of Mining and Metallurgy, England, 642 pp.
- Kolymbas, D. and Wagner, P., 2006. Groundwater ingress to tunnels - The exact analytical solution. Tunnelling and Underground Space Technology., 22(2): 23 - 27.
- Lipponen, A., Manninen, S., Niini, H. and Ranka, E., 2005. Effect of water and geological factors on the long-term stability of fracture zones in the Pääjärvi Tunnel. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences, 42: 3-12.
- López-Jiménez, C. and autores, C.d., 1997. Manual de túneles y obras subterráneas, I. Entorno Gráfico, Madrid España, 1081 pp.
- Mondeja-Oquendo, O., 2001. Metodología para la elección de los sostenimientos en excavaciones subterráneas de pequeña sección influenciadas por la acción sísmica. PhD. Thesis, ISMM, Moa Holguín\_Cuba, 102 pp.
- Otaño, J., 2000. Fragmentación de Rocas. Félix Varela, Habana Cuba, 198 pp.
- PALMSTRÖM, A. and Roldán, J.M., 2000. Recent developments in rock support estimates by the RMR. Journal of Rock Mechanics and Tunnelling Technology, 6(1): 1-19.
- Romana-Ruiz, M., 2000. Uso de clasificaciones geomecánicas en las bocanillas de túneles. INGEOPRESS.
- Romana-Ruiz, M., 2001. Recomendaciones de excavación y sostenimiento para túneles. Revista Obras Públicas, Madrid España, 148(3408): 19-28.
- Romana-Ruiz, M., 2002. Nuevas recomendaciones de excavación y sostenimiento para túneles y bocanillas. Universidad Politécnica de Valencia España.
- Suárez\_Díaz, J. (Editor), 1998. Deslizamientos y estabilidad de taludes en zonas tropicales. versión digital, 472 pp.

# **Anexo 1: Encuesta distribuidas entre especialistas nacionales y extranjeros.**

Estimado colega apoyado en su experiencia, nos dirigimos a Ud, ya que necesitamos sus criterios para valorar la influencia de los factores y parámetros que aparecen en la tabla, sobre los procesos de filtración de agua, las vías para el control de las aguas y el deterioro del macizo en acción conjunta con el agua. Todo referido a obras subterráneas.

La tabla será llenada de acuerdo con las indicaciones siguientes:

Se seleccionará con una X las variables que UD. considere que influya determinantemente en cada uno de los procesos (filtración, control de la filtración y deterioro del terreno).

Se le dará un valor de 1 a 5 a cada variable señalada en correspondencia con el grado de influencia sobre el proceso.

Será muy útil que UD. Agregará, si así lo considera, otros parámetros que orienten su selección, o no estén recogidos en la tabla.

<u>Especialista en</u> _____ <u>años de</u> _____			Procesos en que intervienen, puntuación					
<u>experiencia</u>			Filtración		Control de las filtraciones		Deterioro del terreno	
<u>Parámetros o factores influyentes</u>			¿Influye ?	Pts	¿Influye ?	Pts	¿Influye ?	Pts
<b>Características antrópicas y naturales</b>	<i>Naturales.</i>	Vegetación.						
		Compactación.						
		Pendiente.						
	<i>Antrópicos.</i>	Nivel de urbanización						
		Industria y tipo						
<b>Características del macizo</b>	<i>Características</i>	Litología.						
		Composición química.						
		Plegamiento						
		Fallas.						
		Estratificación						
		Agrietamiento						
		Porosidad						
	<i>Propiedades</i>	Propiedades física-mec						
Estado tensional								
<b>Características sísmicas</b>								
<b>Caract. Hidrográfica</b>	<i>Regimen de lluvia.</i>							
	<i>Presencia de ríos y arroyos.</i>							
	<i>Presencia de embalses.</i>							
<b>Régimen Hidrogeológico</b>	<i>Construcción en estratos no saturados.</i>	Lamina de infiltración						
		Coef. de filtración						
		Caudal del flujo de filtración						
	<i>Construcción en estratos saturados.</i>	Coef. de filtración						
		Caudal de flujo						
<b>Características de excavación</b>	<i>Profundidad de Ubicación.</i>							
	<i>Forma y dimensiones de la excavación.</i>							
	<i>Destino y vida útil de la Excavación.</i>							
	<i>Método de arranque.</i>							
	<i>Tipo de sostenimiento y /o fortificación</i>							

Muchas gracias por dedicarle tiempo a llenas esta tabla muy útil para nuestras investigaciones.



## **ANEXO 2 Nomenclatura utilizada para la designación de procesos.**

- $C_w$  – Calidad del macizo.
- Pint- pintura impermeabilizante.
- D – considera la formación de un sistema de desagüe preferentemente por detrás del revestimiento, de forma que sea aplicables a túneles hidráulicos.
- HL – Hormigón lanzado.
- HL con fibra – Hormigón lanzado reforzado con fibras (metálicas o polietileno)
- Inj I – Inyección de consolidación
- Inj II - Inyección para la disminución de la afluencia de agua.
- L - Lámina impermeable o de estanqueidad.
- G- geomembranas o geotextiles.
- HA - Hormigón Armado in situ
- H.A.P Hormigón Armado prefabricado (el relleno con mortero, es para mejorar la interacción entre la pieza, el macizo)
- Acelerador – sustancias utilizadas para acelerar el proceso de endurecimiento del hormigón, de forma que asimile rápidamente cargas.+
- $N_1$  Se considera la utilización de cortinas de pozos de drenajes de forma temporal con la utilización de pozos u otras vías de recargar el manto.
- $[N_2]$  Considera la posible utilización del drenaje del manto desde el interior de la una excavación lo que afecta menos al manto freático u la utilización del Método de Oberhasli.
- $[N_3]$  analizar la posibilidad de sustituir el armado acero corrugado por las las fibras metálicas debido a las ventajas que la misma ofrece.

### **Variantes**

Variante 1 Desagüe con bombeo o por gravedad + Pint + HL  $[N_1]$

Variante 2 Desagüe con bombeo o por gravedad + HL de fraguado rápido  $[N_2]$

Variante 3 Drenaje puntual +D+ H.L.R.F de fraguado rápido  $[N_2]$

Variante 4 Drenaje del manto +D+ HL.R.F  $[N_2]$

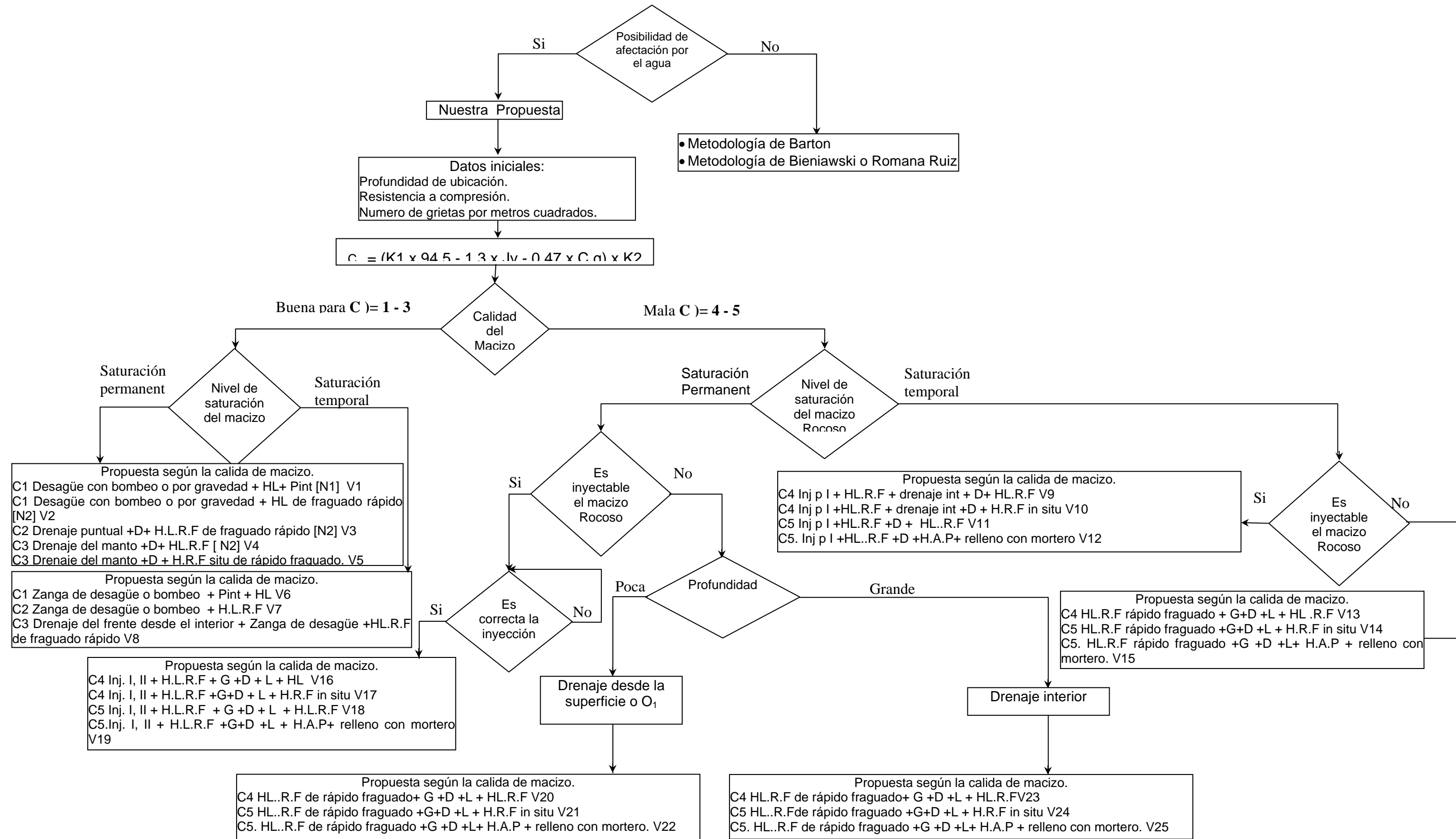
Variante 5 Drenaje del manto +D + H.R.F situ de rápido fraguado.

Variante 6 Zanga de desagüe o bombeo + Pint + HL

- Variante 7 Zanga de desagüe o bombeo + H.L.R.F
- Variante 8 Drenaje del frente desde el interior + Zanga de desagüe +HL.R.F de fraguado rápido
- Variante 9 Inj p I + HL.R.F + D+ HL.R.F
- Variante 10 Inj p I +HL.R.F + drenaje int +D + H.R.F in situ
- Variante 11 Inj p I +HL.R.F + drenaje int +D + HL.R.F
- Variante 12 Inj p I +HL..R.F +D +H.A.P+ relleno con mortero
- Variante 13 HL.R.F rápido fraguado + G+D +L + HL .R.F
- Variante 14 HL.R.F rápido fraguado +G+D +L + H.R.F in situ
- Variante 15 HL.R.F rápido fraguado +G +D +L+ H.A.P + relleno con mortero.
- Variante 16 Inj. I, II + H.L.R.F + G +D + L + HL
- Variante 17 Inj. I, II + H.L.R.F +G+D + L + H.R.F in situ
- Variante 18 Inj. I, II + H.L.R.F + G +D + L + H.L.R.F
- Variante 19 Inj. I, II + H.L.R.F +G+D +L + H.A.P+ relleno con mortero
- Variante 20 HL con fibra rápido fraguado+ G +L + HL.R.F +D
- Variante 21 HL con fibra rápido fraguado +G+L + H.R.F in situ +D
- Variante 22 HL con fibra rápido fraguado +G +L+ H.A.P + relleno con mortero+D.
- Variante 23 HL.R.F de rápido fraguado+ G +D +L + HL.R.F
- Variante 24 HL..R.Fde rápido fraguado +G+D +L + H.R.F in situ
- Variante 25 HL..R.F de rápido fraguado +G +D +L+ H.A.P + relleno con mortero
- En los falsos túneles que se ubican en los interceptos o calicatas intermedias, la variante a utilizar puede ser Variante 21, modificando el hormigón lanzado por hormigón insitu reforzado con fibras de acero
- Variante 26 H.R.F in situ +G +D +L+ H.R.F in situ.

ANEXO 2

**Algoritmo de elección del sistema para controlar el agua que puede producir afectaciones en obras subterráneas**



# ESTUDIO DE LA AFECTACIÓN QUE SUFRE LA CALIDAD DE LOS FANGOS MINEROS MEDICINALES EN SU EXTRACCIÓN

**Santa L. García González**

*Empresa Geominera del Centro, Carretera Maleza Km 2.5 Santa Clara Villa Clara*

## RESUMEN

El trabajo está dirigido a un estudio de la afectación que sufren diferentes propiedades que caracterizan los fangos minero medicinales por un período de tiempo, en la salina 10 de abril en su extracción, con vistas a establecer una metodología racional para su explotación donde no se encuentre en riesgo la calidad del producto para su futura aplicación ya sea con fines terapéutico o de cosmetología.

Esta salina abastece a las tres provincias centrales, y al Hospital Julito Díaz en la Habana, se encuentra estudiadas sus reservas y es un producto de mucha demanda en las clínicas de rehabilitación anexas a todos los policlínicos del país.

Las determinaciones seleccionados fueron Ph, Eh, sulfhídrico y de las microalgas (éstas últimas se tomaron ya que en el informe no se pudo realizar su estudio) que son básicas en la caracterización de los fangos, el estudio se desarrolló por espacio de 9 meses, se realizan tres muestreos en diferentes épocas del año, período de seca, normal y de lluvia. Se tomaron en total 36 muestras, seguido a la zona de extracción 4 muestras espaciadas cubriendo la línea, 4 separadas un metro de la misma forma y 4 ubicadas en diferentes posiciones de la laguna como referencia.

Como resultado se definió el grado de afectación que sufren los fangos mineros medicinales en su extracción y se determinó los requerimientos que se exige en su explotación para mantener la calidad de los mismos.

## INTRODUCCIÓN

Desde finales de la época del 80 se comenzaron las primeras investigaciones de los fangos medicinales en nuestra provincia, con la aprobación del Tema 66 en el año 1993 se culminan los trabajos de investigación, entregándose las reservas y caracterización del producto, de tres lagunas de la "Salina 10 de Abril".

Solamente se ha explotado la laguna de desagüe; para este trabajo se han implantado algunos requerimientos para su extracción y manipulación hasta su venta, con la entrega del certificado de calidad del producto.

Uno de los objetivos de este trabajo consiste en el estudio del comportamiento de algunos parámetros elementales del fango medicinal que le confieren las propiedades fundamentales en los que se basan los mecanismos de acción más conocidos como son el contenido de azufre y sus derivados, analizando en un período de tiempo el potencial redox y el contenido de  $H_2S$ , ya que es conocido que el sulfhídrico en la fase líquida puede encontrarse en forma de gas libre o disuelto inclusive en forma desconocida con formación de iones  $HS^-$  y menos comúnmente con  $S^{2-}$ , existiendo un equilibrio ( $H_2S \rightleftharpoons H^+ + HS^-$   $S^{2-} + H^+$ ) y que su desplazamiento depende de la acidez o basicidad del medio.

Para completar el análisis de la calidad de nuestros fangos se realiza el análisis cualitativo y cuantitativo del fitoplancton (microalgas).

Además se realizó la caracterización de fango seco y pulverizado a diferentes temperaturas, para su utilización con fines cosmetológicos, elaborándose su ficha de costo y una caracterización de las aguas madres para su utilización en medicina que ya viene aplicándose de forma natural o como materia prima en la elaboración de otros productos, por lo que se realizó un estudio cualitativo y cuantitativo de las microalgas y el comportamiento de estas por espacio de cuatro meses conservadas en recipientes plásticos tapados.

Las aguas madres es otro producto de la salina con características muy particulares que se pueden explotar ya que en la cosecha de la sal estas se vierten como aguas residuales.

Las salinas representan una valiosa fuente de recursos explotables, no solo por su principal producto la sal y por el aprovechamiento de los fangos medicinales, sino también por toda la gama de derivados de las aguas madres y de ella misma en forma natural que se puede utilizar con fines terapéuticos y cosmetológicos.

La literatura recoge la utilización de los fangos de salinas y sus aguas madres en la práctica médica para eliminar las cicatrices hipertróficas, los queloides, melasmas, tratamientos de quemaduras, la pediculosis, y otras.

La salina por presentar un ecosistema constituido por microalgas, bacterias y protozoos que intervienen en los resultados de la actividad biológica, en la formación y composición de los fangos y las aguas madres, son considerados factores de gran importancia.

Por lo que para la utilización y comercialización de las aguas madres nos basamos fundamentalmente en su composición química, física y biológica que le aportan las microalgas presentes. Los productos extracelulares de estas microalgas contienen sustancias biológicamente activas, que incluyen antibióticos, alquicidas, toxinas, compuestos reguladores del crecimiento, vitaminas, aminoácidos, ácidos grasos y carbohidratos simples entre otros.

El presente estudio tiene como objetivo la ampliación de la aplicación de las aguas madres, evaluar los cambios que se producen en la comunidad de microalgas presentes en el licor residual, durante el tiempo de conservación para su comercialización.

En el análisis de todos los factores que pueden incidir en la explotación y calidad de los fangos medicinales y aguas madres se revisó el estudio de línea base e identificación de impactos ambientales de la salina "Tema No. 102" dada la importancia que tiene este aspecto, tanto para estos recursos minerales como para el propio hombre.

Breve descripción del yacimiento:

La "Salina 10 de Abril" está ubicada en el municipio de Corralillo, al Norte de la provincia de Villa Clara, a 10 kilómetros del poblado Rancho Veloz y a 35 kilómetros de Corralillo.

Las coordenadas de las lagunas del yacimiento "Salina 10 de Abril" son:  
Laguna Desagüe:



X: 565 550  
Y: 345 390

Laguna #7:  
X: 565 760  
Y: 345 340

Laguna Americana:  
X: 546 400  
Y: 346 100

Perteneciente a la hoja cartográfica 1 : 50 000 4184-IV.

Desde el punto de vista geomorfológico el yacimiento pertenece a la llanura costera Norte de Las Villas, la cual es lacuno-palustre con cotas menores de 10 metros s.n.m. con pequeñas elevaciones que son consideradas como alturas residuales, la salina recibe la influencia directa del mar por los fenómenos de flujo y reflujo ocasionados por las mareas. Debido a este efecto (fenómeno de flujo y reflujo) se han originado la existencia y formación de formas típicas de estas zonas como son los Walts marinos, saladores, etc.

La región donde se encuentra la salina es inminentemente agropecuaria, con plantaciones de frutas menores, caña y pastos para ganadería. Las precipitaciones atmosféricas caen durante todo el año distribuyéndose por períodos y su comportamiento es similar al del resto del país, es decir se diferencian dos períodos el de lluvia (abril-octubre) y el de seca (noviembre-abril).

La dirección predominante de los vientos es Este-Noroeste con velocidad promedio de 15 Km/h. La humedad relativa varía entre 79 y 83 % y los máximos valores se registran en los meses de Noviembre y Diciembre. La temperatura media anual del aire es del orden de 24,2 °C y el valor de la temperatura máxima es de 28,1 °C y varía entre 23,9 y 31 °C.

## **MATERIALES Y MÉTODOS**

Recopilación de información, estudio del Tema 66, Tecnología de la sal y Biología de las salmueras, así como los diferentes estudios y usos relacionados con los fangos medicinales y las aguas madres, que resultó la primera etapa y una segunda etapa que consistió en:

- Muestreo y toma de muestras.
- Análisis y resultados de laboratorio.
- Aplicación de las materias primas.

Se realizó un muestreo en la laguna de desagüe antes y después de la extracción de fango para análisis químico en un período de 9 meses.

Se tomaron muestras para el análisis del fitoplancton, y análisis químico de la laguna de explotación.

Se tomó una muestra de fango para su utilización de las diferentes fases.

Se tomó una muestra de aguas madres de 200 litros a una densidad de  $27,7^{\circ}\text{B}$  la cual fue caracterizada químicamente y analizada biológicamente (contenido de microalgas) de forma cualitativa, cuantitativa y su comportamiento en el tiempo fuera de su medio.

Aplicación terapéutica de esta agua.  
Metodología de los trabajos:

Como se ha relacionado anteriormente en la salina se estudiaron en tres lagunas diferentes los fangos medicinales la cuales se pueden ubicar en el esquema de la salina que se acompaña; Laguna #7; Laguna Americana y Laguna de Desagüe, esta última es la que se encuentra en explotación, comenzándose por ella por ser la de más fácil acceso, aunque a la vez es la de mayor reservas y se viene explotando desde el año 1994, con años de mayor y menor explotación, este recurso satisface la demanda de Villa Clara, Cienfuegos, Sancti Spíritus y se comercializa también con el Hospital Julito Díaz y en ocasiones con LACEMI.

La metodología que se ha seguido en la extracción es en forma de franjas o rectángulos, colocando balizas para marcar la zona, el fango se extrae normalmente en una potencia de aproximadamente 40 cm ya que el corte litológico del yacimiento representativo es de la forma siguiente:

Litología		Potencia
I.	Tirante (salmuera que cubre el fango)	2-25 cm
II.	Tapete biológico	0.2-0.5 cm
III.	Fango de color negro	2-25 cm
IV.	Fango gris	20-80 cm
V.	Fango turbáceo	desconocido
VI.	Arcilla del cuaternario de diferente tono	desconocido

La potencia útil del yacimiento está constituido fundamentalmente por la capa 2,3 y 4 sus características físicas, químicas y bacteriológicas son semejantes en todo el yacimiento.

Los cuerpos minerales de este yacimiento están constituidos por una capa de fango sulfuroso, cuyas dimensiones y formas son variables ya que dependen de la forma de las lagunas y de la configuración del relieve original del fondo de estas. En la laguna el Desagüe las dimensiones promedio de la capa útil es de 340 metros de largo por 200 metros de ancho, la potencia útil promedio es de 0.48 metros.

El trabajo se realizó en la laguna el Desagüe ya que el objetivo fundamental del trabajo es el análisis del comportamiento del azufre y otros parámetros como:

- Ph (escala en que se mide los valores de las concentraciones de  $\text{H}^{+1}$ ,  $\text{OH}^{-1}$  y nos da el grado de acidez o basicidad del medio).
- Eh (potencial redox de la sustancia).
- $\text{SH}_2$  (sulfhídrico, su concentración es directamente proporcional al potencial redox y tienen una relación directa lineal) en la explotación de los fangos.

El potencial nos da el carácter reductor de los fangos medicinales, uno de los principales parámetros que los define como tal y al ser directamente proporcional al sulfhídrico nos da la concentración de esta sustancia, el Ph y la temperatura son factores muy importantes de los cuales depende el potencial redox por lo que se analizan también.

- Además se determinó el análisis químico de azufre, sulfuros y sulfatos.
- Análisis cualitativo y cuantitativo del fitoplancton que aunque no está directamente relacionado al azufre, si influye en la calidad de los fangos medicinales y dentro del ecosistema juegan un papel ya que su actividad metabólica contribuye al enriquecimiento y transformación de los fangos salinos, además de proporcionarles sustancias bioactivas que intervienen también en su calidad.

## MUESTREO

### Calidad del Fango.

Para el análisis de Ph, Eh y SH<sub>2</sub> se realizó un muestreo en el período comprendido de enero a septiembre, tomándose un total de 59 muestras, muestreándose siempre la zona explotada y la zona sin explotar o zona virgen, estableciéndose una comparación de la afectación que sufre el medio que es alterado por el hombre y por consiguiente como afecta la extracción de los fangos en su explotación.

Las muestras fueron tomadas con los requerimientos exigidos en la metodología propuesta para la evaluación de este tipo de yacimiento.

Se utilizaron frascos de cristal limpios con tapas plásticas, llenando completo el frasco para que no quede espacio libre con aire y una pequeña capa de agua en la superficie.

### Para la Utilización del Fango Seco

Para la utilización de los fangos secos tomamos una muestra de 10 kg que homogenizamos y dividimos en tres partes a las que llamaremos muestra A; B y C

### Para la utilización de las Aguas Madres

Se tomó una muestra del área de cristalización de 200 litros a una densidad de 27.7 °Be. La cual se distribuyó de la siguiente forma:

- Una muestra para análisis bacteriológico.
- Una muestra para análisis químico.
- Una muestra de 20 litros la cual se preservó, y se colocó en un tanque plástico para análisis cualitativo y cuantitativo de microalgas y su comportamiento en el tiempo.
- El resto se envió para la consulta de Medicina Natural y Tradicional para ser utilizada como vehículo en la aplicación de masajes y en procesos inflamatorios.

## TRABAJOS DE LABORATORIO

### Calidad del Fango.

El análisis de Ph y Eh se realizó mediante un pH-metro digital después de calibrado y apto para su uso. Tratando siempre que ocurriera menos de 24 horas entre la toma de la muestra y su medición, preservándolas en refrigeración en este lapso de tiempo.

### Para la Utilización del Fango Seco

Muestra A: Se seco a temperatura ambiente primero, posteriormente para su pulverización se secó en una estrufa a 60 °C se caracterizó químicamente, los resultados se muestran en la Tabla#2.

Muestra B: Se secó de inicio a 110 °C, se pulverizó y se caracterizó químicamente, los resultados se muestran en la Tabla #2.

Muestra C: Se centrífugo la muestra y se analizó la fase líquida, los resultados se muestran en la Tabla # 2.

El análisis químico se realizó en el Laboratorio de la Empresa Geominera del Centro.

#### Para la utilización de las Aguas Madres

El análisis microbiológico a las aguas madres y los fangos se realizó en el Laboratorio Provincial de Higiene y Epidemiología de VC.

Se realizó la caracterización físico-química de acuerdo a las normas vigentes, los resultados se muestran en el Anexo No. 3.

La muestra que se destinó para el análisis de las microalgas fue analizada por un período de 4 meses las cuales fueron preservadas con Lugol Acido y contadas al microscopio utilizando la metodología de Papowki y Borrero (1989) por el Instituto de Oceanología. Los resultados se expresan en cel/ml.

## **ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS**

### Calidad del Fango.

En todos los muestreos ejecutados podemos observar que existen diferencias en el potencial redox y por tanto en el contenido de sulfhídrico en las muestras tomadas en la zona donde no ha ocurrido la extracción (S/E) y en las zonas, donde se ha estado extrayendo (E) esta última siempre reporta valores menores de  $\text{SH}_2$  lo cual implica que la remoción de los fangos afecta el contenido de azufre y sus derivados en los mismos, incluso se puede apreciar una cierta recuperación de las zonas que fueron removidas en meses anteriores.

Queremos analizar aisladamente los resultados del muestreo efectuado el día 17 de septiembre, para ese día se había determinado realizar un muestreo de las entradas de agua a la laguna y aquellos puntos donde existía menor corrientes de las aguas, cuando llegamos a la salina nos encontramos que en la zona llevaba varios días lloviendo el día anterior habían caído 66 mm de lluvia, los pasillos estaban bajo el agua, la laguna 7 y Desagüe se encontraban unidas, aún en esas condiciones decidimos muestrear, para determinar cuanto afectaba a la calidad de los fangos y como variaban los parámetros en estas circunstancias. Observando que si se muestra afectado el contenido de  $\text{SH}_2$ , sin embargo se mantiene la misma relación entre la zona sin extraer y las zonas explotadas.

En los puntos donde se tomaron las muestras 45 y 48 y por donde se está explotando el yacimiento actualmente (40; 41 y 42) son los puntos donde habitualmente hay corrientes de aguas superficiales y suponíamos que los valores del  $\text{SH}_2$  fuera mayor, como a pesar de encontrarse la laguna inundada de agua de lluvia se corrobora nuestra suposición.

Los puntos 44 y 50 fueron muestreados como los puntos de menor corriente de aguas superficiales.

En cada extracción se realizó análisis microbiológico no reportándose ningún tipo de contaminación, esta determinación siempre se realiza y se reporta en el certificado de calidad del producto que se emite al cliente.

#### Para la Utilización del Fango Seco

Desde épocas muy remotas se utiliza el fango medicinal con fines estéticos, con el desarrollo en nuestro país de la utilización de esta materia prima se han venido elaborando diferentes productos, el carácter reductor de los fangos hace que su manipulación y preservación se hagan un poco difícil ya que se oxidan fácilmente perdiendo sus propiedades más importantes.

Muestra A: Se seco a temperatura ambiente primero, posteriormente para su pulverización se secó en una estrufa a 60 °C se caracterizó químicamente, los resultados se muestran en la Tabla#2.

Muestra B: Se secó de inicio a 110 °C, se pulverizó y se caracterizó químicamente, los resultados se muestran en la Tabla #2.

Muestra C: Se centrífugo la muestra y se analizó la fase líquida, los resultados se muestran en la Tabla # 2.

S elaboró las fichas de costo de la Muestra A y la Muestra B, entregándosele al cliente, la caracterización química química de las tres muestras y las fichas de costo (ver anexo #2 y #3).

#### Para la utilización de las Aguas Madres

Los resultado de los análisis microbiológicos resultaron dentro de los parámetros normales de aceptación según las normas vigentes.

La caracterización físico-química reporta los valores esperados para aguas de alta mineralización, rica en minerales y compuestos beneficiosos para diferentes usos como el  $MgSO_4$ , Br, I, etc y PH neutro (ver Tabla No. 3).

En cuanto a los grupos de microalgas presentes en las aguas madres tenemos a las Cianofíceas y las clorofíceas. Las Cianofíceas rigen el comportamiento de la comunidad al representar un aporte relativo a la concentración de más del 90% con una tendencia a disminuir de un mes a otro (esto va relacionado con la salinidad de las aguas, afectado por el período de lluvias) Mientras que las clorofíceas muestran valores de concentración que aunque varían en el tiempo se mantienen más estable. Fig. No.1.

Se plantea que las Cianofíceas son las microalgas mejores adaptadas a condiciones extremas de salinidad, temperatura y Ph (Brook, 1976; Golubic, 1980) al presentar una flexibilidad fisiológica favorable para resistir tales cambios. Se ha observado que las Cianofíceas responden a los cambios de salinidad alternando su forma o produciendo envolturas mucilaginosas que las aislan del medio ambiente (BoroWitzaka, 1984).



De las seis especies encontradas, solo una correspondió al grupo de las Clorofíceas, la *Dunaliella Salina*. Mientras que las especies de Cianofíceas presentes fueron: *Gleocapsa Túrgida*, *Spirulina Nodosa*, *Phormidium Mucicola*, *Oscillatoria sp.* Y *Choroococcus sp.* (graf, #1)

Las Cianofíceas poseen como pigmentos principales la ficocianina y la ficoeritrina con usos conocidos en dermatología y cosmetología. Estos pigmentos estimulan el sistema inmunológico proporcionando protección sobre varios tipos de enfermedades ( Iijima et al. , 1982). Además las ficobiliproteínas formadas por estos pigmentos y por una cadena polipeptídica están reportados como agentes antitumorales y sus compuestos nitrogenados son importantes como agentes queladores( Stewart y Pugh, 1963).

También son utilizados en el tratamiento de úlceras y hemorroides sangrantes (Doinippon INK and Chemical and Tokio Ken Kyukai, 1983).

Las especies *espirulina nodosa* y *Dunaliella salina* encontradas en las aguas madres de la salina “ 10 de Abril” han sido ampliamente estudiadas a nivel mundial por sus múltiples aplicaciones y sus valores nutritivos.

La especie *Spirulina nodosa* presenta en Mayo menores concentraciones que el resto de las especies (1700 cel/ml) , sin embargo en junio manifiesta un aumento sustancial de su abundancia como respuesta adaptativa a sus condiciones de almacenaje ( fig 2).. Esta especie es la única representante de la clorofíceas en nuestras salinas, por ser el organismo halotolerante que se conoce ( Brown Browitata, 1979) ya que es capaz de adaptarse a las altas salinidades a través de su eficiente mecanismo osmorregulador (Ben-Amotz y M. Avron, 1978 ).

La *Dunaliella salina*, produce B-caroteno y glicerol intracelularmente de manera proporcional a la concentración de sal en el exterior. El B-caroteno se utiliza en la industria cosmeológica como aditivo en productos para la protección solar, en la industria alimenticia para dar coloración a diferentes alimentos ( Klni, 1982) y por su elevado contenido en vitamina A. Además sus efectos terapéuticos se ejercen en la oftalmología y su actividad anticancerígena ha sido confirmada en el Instituto Nacional del Cáncer de E.U. y en Europa.

Este experimento se realizó para tener una idea del comportamiento de las microalgas con el tiempo ya que en nuestras salinas se produce generalmente una vez al año, por lo que esta agua a altas densidades se recolectan una o dos veces al año, actualmente se envasan en tanques de fibrocementos la cual es usada para la producción de dorador, desodorante, tónico facial y para la consulta se envía en frascos de cristal de 20 litros para su uso en forma natural.

## CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

- La remoción de los fangos afecta el contenido de  $H_2S$ , en la zona de extracción.
- El contenido de  $H_2S$  en los fangos medicinales se recupera con el tiempo.
- Los fangos medicinales recuperan sus propiedades con el tiempo.
- La explotación de los fangos debe estar señalizada mediante balizas, una vez concluida la explotación se procederá a marcar la nueva zona para explotar dejando un espacio de 2 metros entre una y otra.
- La salina se encuentra en muy malas condiciones técnicas y la calidad de los fangos se afecta sobre todo en época de lluvia, al igual que todo el ecosistema.
- Se preparó la muestra del fango seco, con una ficha de costo técnica, como otra forma de ofertar el producto.
- Las aguas madres de la "Salina 10 de Abril" tiene presente a dos grupos de microalgas Cianofíceas y Clorofíceas. Las Cianofíceas con cinco especies: *Gleocapsa Turgida*, *Spirulina Nodosa*, *Phormidium Mucicola*, *Oscillatoria Sp* y *Chovococcus Sp*. Y las Clorofíceas con una sola especie la *Dunaliella Salina*.
- La comunidad de microalgas disminuye su concentración con el tiempo fuera de su hábitat.
- Las aguas madres de la salina constituyen una nueva oferta como vehículo en la masoterapia.

## BIBLIOGRAFÍA

- Borowtzka, L.J. (1981) Hidrobiología. 81, 33-46
- García, G. S.L., Obtención de un Dorador a partir de las aguas madres de la Salina 10 de Abril. 1999.
- García M. A. (1976) Biología de las salmueras Min. de Minería y Geología. Cuba
- Pérez, C. R. et. Al. (1993) Informe Tema 66 Para la Investigación de Fangos Medicinales en la "Salina 10 de Abril" y Elguea. S. C. Cuba
- Popowsk, G. Y Borrero, N (1989) Utilización de fijadores en flagelados y su aporte a la concentración del fitoplancton en el Golfo de Batabanó. Cuba CITMA. Reporte de investigación. 11, 1-8.
- Varis, R. A. (1996) Informe Tema 102 Estudio de la línea base e identificación de impactos ambientales Salina 10 de Abril. S.C. Cuba.
- Yoshida, R. (1977) *Spirulina hydrolyzates for cosmetic packs*. Jpn Kokai 7731 838 (int. cl. AGIK 7100)

**TABLA # 1 RESULTADOS DE PH, EH Y H<sub>2</sub>S DEL MUESTREO REALIZADO EN LA LAGUNA DESAGUE**

Mta	Fecha	Ph	Eh (mv)	H2S*	Observaciones
1	15/01/2003	7.0	-154.1	0.94	S/E
2	16/01/2003	6.96	-148.1	0.89	S/E
3	17/01/2003	6.83	-143.1	0.85	E
4	18/01/2003	7.01	-155.1	0.91	E
5	25/02/2003	7.23	-128	0.72	S/E
6	26/02/2003	7.15	-139	0.82	S/E
7	27/02/2003	7.18	-137	0.8	3 m DE 5 Y 6
8	28/02/2003	7.3	-133	0.76	4 m DE 5 Y 6
9	01/03/2003	7.28	-123	0.68	5 m DE 7 Y 8
10	02/03/2003	7.55	-126	0.7	6 m DE 7 Y 8
11	03/03/2003	7.27	-133	0.76	3 M DE 9 Y 10
12	04/03/2003	7.28	-133	0.76	4 M DE 9 Y 10
13	21/02/2003	6.86	-133	0.76	3 M DE 15 Y 16
14	22/02/2003	6.87	-136	0.8	4 M DE 15 Y 16
15	23/02/2003	7	-137	0.81	3 M DE 17 Y 18
16	24/02/2003	6.79	-136	0.8	4 M DE 17 Y 18
17	25/02/2003	6.89	-142	0.85	S/E
18	26/02/2003	6.87	-141	0.84	S/E
19	10/04/2003	7	-133	0.76	3 M DE 21 Y 22
20	11/04/2003	7.15	-137	0.8	4 M DE 21 Y 22
21	12/04/2003	6.9	-139	0.82	3 M DE 23 Y 24
22	13/04/2003	7.28	-133	0.76	4 M DE 23 Y 24
23	14/04/2003	7.05	-148	0.89	S/E
24	15/04/2003	7.12	-139	0.82	S/E
25	15/07/2003	6.74	-161	1.0	Se había extraído en Abril
26	16/07/2003	6.83	-154	0.94	Se había extraído en Abril
27	17/07/2003	6.92	-159	0.99	Se había extraído en Mayo
28	18/07/2003	7.01	-147	0.89	Se había extraído en Mayo
29	19/07/2003	7	-163	1.02	S/E 5M DE 27 Y 28
30	20/07/2003	6.86	-153	0.94	S/E 5 M DE 27 Y 28
31	21/07/2003	6.96	-159	0.99	S/E 5 M DE 29 Y 30
32	22/07/2003	6.94	-161	1	S/E 5 M DE 31 Y 30
33	23/07/2003	6.79	-167	1.06	S/E 5 M DE 31 Y 32
34	24/07/2003	6.72	-168	1.06	S/E 5 M DE 31 Y 32

Mta	Fecha	PH	EH(mv)	SH2	Observaciones
35	10/09/2003	6.69	-150	0.9	S/E
36	10/09/2003	6.56	-153	0.94	S/E
37	10/09/2003	7.09	-148	0.89	límite zona extraída
38	17/09/2003	6.51	-114	0.6	Ver mapa, salina inundada
39	17/09/2003	6.5	-112	0.58	Ver mapa, salina inundada
40	17/09/2003	6.63	-116	0.62	10m de 41
41	17/09/2003	6.63	-113	0.6	5m de 42
42	17/09/2003	6.64	-117	0.63	S/E
43	17/09/2003	6.73	-111	0.58	Ver mapa.
44	17/09/2003	6.88	-49	0.05	Ver mapa.
45	17/09/2003	6.75	-116	0.62	Ver mapa.
46	17/09/2003	7.05	-117	0.63	Ver mapa.
47	17/09/2003	6.84	-100	0.49	Ver mapa.
48	17/09/2003	6.6	-116	0.63	Ver mapa.
49	17/09/2003	6.86	-113	0.6	Ver mapa.
50	17/09/2003	6.77	-111	0.58	Ver mapa.
51	24/09/2003	6.66	-119	0.65	E
52	24/09/2003	6.67	-125	0.69	S/E
53	24/09/2003	6.77	-126	0.7	S/E
54	24/09/2003	6.71	-124	0.68	E
55	24/09/2003	6.69	-125	0.69	S/E
56	24/09/2003	6.77	-124	0.68	S/E
57	24/09/2003	6.75	-118	0.64	E
58	24/09/2003	6.74	-126	0.7	S/E
59	24/09/2003	6.75	-128	0.72	S/E

## TABLA #2 CARACTERIZACIÓN QUÍMICA DEL FANGO ESTADO NATURAL FASE LÍQUIDA

HUMEDAD: 5.70 %

Ph : 7.3

H<sub>2</sub>O : 1.00 g/Kg de fango

Ca<sup>+2</sup> : 0.95 g/l

Mg<sup>+2</sup> : 2.75 g/l

Cl<sup>-</sup> : 56.56 g/l

SO<sub>4</sub><sup>-2</sup> : 8.44 g/l

Na<sup>+</sup> : 28.85 g/l

K<sup>+</sup> : 1.13 g/l

Min. : 116.66

Eh : -167 mv

Compuesto	Secado a 60 oC Concentración	Secado a 110 oC Concentración
SiO <sub>2</sub>	33.59	28.96
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	9.03	8.15
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	4.93	5.13
TiO <sub>2</sub>	0.49	0.44
CaO	7.64	7.35
MgO	3.61	5.19
Na <sub>2</sub> O	8.88	10.92
K <sub>2</sub> O	1.68	1.74
P <sub>2</sub> O <sub>6</sub>	0.02	0.06
MnO	0.18	0.3
SO <sub>3</sub>	3.27	3.39
PPI	26.9	28.56

**TABLA No.3 CARACTERIZACIÓN QUÍMICA DE LAS AGUAS MADRES**

Compuesto	Contenido mg/l
NH <sub>4</sub>	<0.04
SiO <sub>2</sub>	<1.0
HCO <sub>3</sub>	378
Cl	195 377
SO <sub>4</sub>	36 918
NO <sub>3</sub>	<2.5
Ca	232
Mg	25 182
Na	90 092
K	11 535
M.O.	528
R.S.	563 746
Ph	7.2
Br	297
I	5.92
H <sub>2</sub> S	2.54
%C	1.02
densidad	27.7 oBe



# UNA NUEVA METODOLOGÍA PARA LA OPTIMIZACIÓN DE EXPLOTACIONES DE GRANITO ORNAMENTAL: APLICACIÓN AL YACIMIENTO DE “ROSA PORRIÑO” (PONTEVEDRA-ESPAÑA)

**José Manuel Baltuille<sup>1</sup>, Félix Bellido<sup>2</sup>, Ángel Ferrero<sup>1,3</sup>, Pablo Gumiel<sup>4</sup> y Vitorio Monteserín<sup>1</sup>**

<sup>(1)</sup> Instituto Geológico y Minero de España (IGME). Área de Rocas y Minerales Industriales. Ríos Rosas 23, E-28003 Madrid-España. [jm.baltuille@igme.es](mailto:jm.baltuille@igme.es)

<sup>(2)</sup> Instituto Geológico y Minero de España (IGME). Área de Estudios Geológicos. Calera, 1, E-28070 Tres Cantos (Madrid)-España. [f.bellido@igme.es](mailto:f.bellido@igme.es)

<sup>(3)</sup> Instituto Geológico y Minero de España (IGME). Oficina de Proyectos de Santiago de Compostela. Cardenal Payá, 18, E-15703 Santiago de Compostela (A Coruña) España. [a.ferrero@igme.es](mailto:a.ferrero@igme.es)

<sup>(4)</sup> Instituto Geológico y Minero de España (IGME). Área de Metalogénia y Geoquímica. Ríos Rosas 23, E-28003 Madrid-España. [p.gumiel@igme.es](mailto:p.gumiel@igme.es)

## RESUMEN

Una vez identificado un yacimiento de piedra natural de interés comercial, conviene diseñar su explotación de tal manera que el rendimiento, en términos económicos, sea el más alto posible en el marco de la sostenibilidad, tanto desde la perspectiva socioeconómica como ambiental.

La metodología, que aquí se expone, ha sido puesta a punto por el IGME durante el desarrollo de diversos trabajos realizados con objeto de conocer el potencial de Piedra Natural. En la presente comunicación nos referiremos a un caso concreto como es el de la zona de explotación de O Porriño (Pontevedra, Galicia), el mayor yacimiento europeo de granito ornamental.

Mediante esta metodología, se establecieron las distintas facies graníticas existentes y su distribución, el modelo de fracturación y sus características geométricas y cinemáticas así como la coincidencia de las zonas de extensión con las áreas favorables para la obtención de bloques, las diferentes calidades industriales existentes, sus características y su distribución en tres dimensiones.

La cartografía continua y detallada de calidades industriales, y los datos complementarios obtenidos han permitido obtener un buen conocimiento del yacimiento “Rosa Porriño” y planificar un adecuado aprovechamiento de este importante recurso para los próximos treinta años con garantías de éxito. Conviene resaltar que el estudio detallado de las rocas en las zonas de reserva permite una extrapolación razonable de las características tecnológicas del granito, con el consiguiente ahorro y aumento en la rapidez de los estudios y un mayor grado de sostenibilidad.

## ABSTRACT

Once a natural stone deposit has been identified of commercial interest, it is necessary to design its exploitation in such a way that the yield, in economic terms, be the highest possible in the framework of the sustainability, so much from the socioeconomic as environmental perspective.

The methodology that here is exposed, has been developed by the IGME during several works carried out with the object of knowing the potential of Natural Stone. In the present communication we will refer to case study as is that of the area of exploitation of O Porriño (Pontevedra, Galicia), the biggest European deposit of ornamental granite.

Following this methodology, the different granitic facies and their distribution, the fracturation pattern and their geometric and kinematic characteristics were established as well as the coincidence of the extension areas with the favorable zones to obtain the better granite-blocks, the different industrial qualities, their characteristics and their distribution in three dimensions.

The continuous and detailed mapping of industrial qualities, and the obtained complementary data have allowed to get a better insight into the knowledge of the “Rosa Porriño” deposit, and planning an appropriate use of this important resource for next thirty years with guarantees of success. It is convenient to stand out that a detailed study of the ornamental rocks in target areas allows a reasonable extrapolation of the technological

characteristics of the granite, with the rising saving and increase in the quality of the studies and a bigger degree of sustainability.

## INTRODUCCIÓN

El macizo de O Porriño se localiza en la parte SO de la provincia de Pontevedra (Galicia) y con una morfología subcircular se extiende unos 25 km en la dirección N-S con anchuras que varían entre 15 km al norte y 10 km al sur.

La variedad “Rosa Porriño” se extrae en la concesión de explotación Benedicta (nº 1544), de Pocasa-Porriñesa de Canteiras, S.A., ocupando una superficie de 6,8 km<sup>2</sup> (Figura 1). Las explotaciones (39 canteras) están concentradas en un área de unos 2 km<sup>2</sup> en la parte oeste de la concesión. Del yacimiento “Rosa Porriño” se extrae granito ornamental en bloques, piedra de construcción y áridos de machaqueo, fundamentalmente para hormigones. La producción en el año 2003 de bloques fue de 150.000 m<sup>3</sup> y la de perpiaño de 165.000 m<sup>2</sup>, además de 1,6 Mt de áridos de machaqueo.

## METODOLOGÍA

Una vez identificado un yacimiento de piedra natural de interés comercial, conviene diseñar su explotación de tal manera que el rendimiento, en términos económicos, sea el más alto posible en el marco de la sostenibilidad, tanto desde la perspectiva socioeconómica como ambiental.

La metodología, que aquí se expone, ha sido puesta a punto por el IGME durante el desarrollo de diversos trabajos realizados con objeto de conocer el potencial de Piedra Natural (Baltuille Martín et al., 2004).

En primer lugar se realizó una cartografía geológica, a escala 1:10.000, de toda la Concesión. Dada la existencia de afloramientos prácticamente continuos en el área de explotación actual, por la intensa explotación existente, se realizó una observación detallada de los frentes y plataformas de trabajo, cuyos resultados se plasmaron en un mapa geológico en el que se resaltaron a escala 1:3.500 las litologías existentes, la fracturación, las venas, algunos cambios significativos de coloración en la facies común del granito, así como áreas con mayor presencia y tamaño de enclaves.

Se hizo especial hincapié en el establecimiento del límite entre la facies “Rosa Porriño”, equigranular a inequigranular, de la facies “Rosa Porriño porfídica”, que los canteros asimilan a la variedad comercial “Rosa Dante”. También se delimitaron las zonas de arenización-alteración del granito, así como las áreas recubiertas por depósitos del Cuaternario.

En una primera etapa y sobre la base de la información disponible y los primeros trabajos de campo se planteó que la calidad industrial de la roca y las características de la fracturación sistemática debían sintetizarse en forma cartográfica mediante una simbología sencilla y precisa, que indicara la calidad industrial del yacimiento y permitiera aplicar tanto métodos geométricos como geoestadísticos de cubicación para el cálculo de reservas en el área de explotación actual.

Para ello se establecieron las siguientes categorías de roca (Baltuille Martín et al., 2004; Ferrero et al., 2005):

- **Calidad primera:** Roca ornamental de alto valor, en bloques de tamaño grande.
- **Calidad segunda:** Roca ornamental en bloques de calidad industrial inferior a la anterior en base a alguno de los siguientes factores: tamaño menor de bloque, heterometría, calidad y heterogeneidades.

- **Calidad tercera:** Roca de construcción. La fracturación permite solo la extracción de volúmenes pequeños que se elaboran fundamentalmente como perpiaño.
- **Calidad cuarta:** Granito para áridos de machaqueo, debido a la alta densidad de fracturación y/o alta heterogeneidad.
- **Áreas estériles,** de alteritas graníticas (ocasionalmente utilizadas como áridos naturales) y zonas de recubrimiento terciario-cuaternario.

La etapa siguiente consistió en la realización de la cartografía de calidades industriales. Para su consecución se realizaron los siguientes trabajos:

### **Delimitación de Dominios Homogéneos**

Se delimitaron dominios donde el cálculo de reservas y la planificación minera fuesen lo más homogéneas posibles. Se realizaron trabajos sistemáticos y detallados de campo en todo el área, observándose de forma continua los afloramientos naturales y artificiales (huecos de explotación), prestándose especial atención a la fracturación y a la calidad de la roca.

Una cuestión esencial ha sido la cartografía de fracturas. Éstas se dividieron en dos categorías: “bandas de fracturas” y “fracturas”. Se representaron las zonas de mayor deformación, cuyo espaciado interfacturas no permite la extracción de bloque; y aquellas otras donde el espaciado es muy amplio, pudiéndose extraer bloques de tamaño grande a muy grande.

Se completó la cartografía de las distintas unidades de fractura, para cada dominio homogéneo delimitado, con la cartografía de calidades representadas mediante un símbolo que indica la calidad industrial, según las categorías anteriormente definidas.

Para conocer la estructura en vertical del yacimiento se establecieron 30 estaciones, donde se estudiaron las variaciones con respecto a la mineralogía, alteraciones, color, tamaño de grano, textura, estructura, fisuración, venas, enclaves, cavidades mirolíticas, estructuras de flujo, etc.

### **Sondeos mecánicos**

Los datos anteriores, sobre la variación en vertical, se complementaron con la realización de 7 sondeos a testigo continuo (304,35 m perforados).

### **Petrología**

Las características petrológicas de las distintas facies graníticas presentes, desde el punto de vista macroscópico, se observaron en 38 estaciones. Así mismo se estudiaron microscópicamente 7 muestras y se realizó el análisis químico de cuatro de ellas (Bellido et al., 2005). Todos estos resultados se integraron también en la asignación de calidad industrial a cada dominio homogéneo.

### **Estudio de fracturación**

Dadas las características de fracturación del macizo (concentración de la deformación en bandas discretas densamente fracturadas que dejan espacios con fracturación sistemática con espaciados amplios a muy amplios), no se plantearon estudios de blocometría, que serían difícilmente aplicables en grandes áreas, ni la realización del cálculo de parámetros para la estimación del tamaño de bloque extraíble tales como el  $J_v$ , ya que como consecuencia de los amplios espaciados el corte se realiza mediante hilo diamantado.

Se aplicaron métodos de análisis de fracturación para conocer el patrón de fracturación, a escala del área de estudio, así como su encuadre en la estructura general de la zona, enfatizando las direcciones de fracturación más persistentes y que afectan más a la explotación de los recursos de granito ornamental. Con objeto de conocer mejor la disposición del “andar” se realizaron medidas de corte con hilo y se analizó su distribución en el área de extracción (Gumiel et al., 2005).

Los resultados obtenidos se implementaron en un Sistema de Información Geográfica desde el que se han generado las distintas salidas gráficas. Para la digitalización se utilizaron tanto formatos Geomedia como ArcGis (Figura 2 y 3).

## CONCLUSIONES

Con todos los trabajos realizados se establecieron las distintas facies graníticas existentes y su distribución, la fracturación y sus características geométricas y cinemáticas así como la coincidencia de las zonas de extensión con las áreas favorables para la obtención de bloques, la disposición del “andar” de la piedra y su distribución en la zona de explotación, las diferentes calidades industriales existentes, sus características y su distribución en tres dimensiones.

La cartografía continua y detallada de calidades industriales, y los datos complementarios obtenidos han permitido obtener un buen conocimiento del yacimiento “Rosa Porriño” y planificar un adecuado aprovechamiento de este importante recurso para los próximos treinta años con garantías de éxito. Conviene resaltar que el estudio detallado de las rocas en las zonas de reserva permite una extrapolación razonable de las características tecnológicas del granito, con el consiguiente ahorro y aumento en la rapidez de los estudios.

## AGRADECIMIENTOS

A la empresa Pocasa-Porriñesa de Canteiras, S.A. en la persona de D. José González Araujo y a los técnicos directores del proyecto D. José Luis Delgado San Miguel y D. Manuel Ucha Calvo.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Baltuille Martín, J.M., A. Ferrero Arias, V. Monteserín López, P. Gumiel Martínez y F. Bellido Mulas, 2004. Estudio geológico-minero de la concesión de explotación “Benedicta” (nº 1544), O Porriño (Pontevedra). Porriñesa de Canteiras, S.A.-IGME (informe inédito). (Santiago de Compostela, España): 225 p.
- Bellido, F., V. Monteserín, P. Gumiel, A. Ferrero, J.M. Baltuille y M.T. López, 2005. Características petrológicas y geoquímicas de las principales variedades de granitos ornamentales del macizo de “O Porriño” (SO de Galicia). Bol. Geol. Min. (Madrid, España).116 (4): 331-349.
- Ferrero, A., V. Monteserín, J.M. Baltuille, P. Gumiel y F. Bellido, 2005. La información geológico-minera aplicada a la estimación de reservas de granito ornamental: El caso del yacimiento de “Rosa Porriño”. Actas XVI Congreso Geológico Argentino. (La Plata, Argentina). 2: 817-824.
- Gumiel, P., V. Monteserín, A. Ferrero, F. Bellido, J.M. Baltuille y V. Vivar, 2006. Aplicación del análisis geométrico de fracturas a la determinación de bloques en las canteras de granito de O Porriño, Pontevedra (España). Rev. Soc. Geol. España. (Madrid, España).19 (1-2): 3-25.

## PROPUESTA DE REHABILITACIÓN DEL YACIMIENTO BENTONITA VADO DEL YESO

**María Caridad García Fabrè<sup>(1)</sup>, Alina Yasell Rosales<sup>(1)</sup>, Marcos Cadete La O<sup>(1)</sup>**

*(1) Geominera de Oriente, Carretera Siboney, Km 2.5, Santiago de Cuba, Cuba, cgarcia@geominera.co.cu*

### RESUMEN

En el presente trabajo se presenta un Proyecto de Rehabilitación realizado en el Yacimiento de Arcillas Bentoníticas Vado del Yeso, ubicado en la Provincia de Granma, el cual se explota con el objetivo de obtener la materia prima necesaria para ser usada como clarificante de bebidas y licores y en la fundición, como impermeabilizante en lagunas de oxidación, cortinas de presas, diques; así como del fondo y paredes de canales para riego y el sellaje de las bases de los tanques de la refinería.

En el mismo, se describe la metodología de los trabajos proyectados para recuperar las áreas explotadas con vistas a su rehabilitación de forma consecuente con el medio circundante (flora, fauna, suelo, relieve, etc), teniendo en cuenta el Proyecto de Explotación Minera del yacimiento, pretendiendo a partir de la valoración de los daños existentes en el medio ambiente, proponer el orden de realización de los trabajos de rehabilitación.

Se presenta de forma gráfica como va a quedar el área una vez terminada la explotación, determinándose como resultado de este trabajo los factores del medio el suelo, la flora, la fauna, la atmósfera y el paisaje, que están siendo afectados por esta minería, se obtuvo un plan para la rehabilitación medioambiental de las áreas explotadas de manera coordinada con el avance del Proyecto de Explotación y se plantearon las medidas necesarias para rescatar el ecosistema presente, calculando el costo de la reforestación, siendo esta la medida correctiva fundamental.

### ABSTRACT

In this work is presented a Project for Rehabilitation carried out in the bentonite ore deposit Vado del Yeso, located in the Granma province, which is mined with the objective of obtaining the necessary material to be used as clarifying of drinks and liquors and in the foundry, as impermeability in lagoons of oxidation, dam curtains, dykes; as well as of the bottom and walls of channels for watering and the sealing of the bases of the tanks of the refinery.

In the same one, is described the methodology of the projected works to recover the mined areas with a view to its rehabilitation in a consequent way with the surrounding ambient (flora, fauna, soil, relief, etc), keeping in mind the Project of Mining Exploitation of the location, seeking starting from the valuation of the existent damages in the environment, to propose the order of realization of the rehabilitation works.

It is presented in a graphic way as it will be the area once finished the exploitation, being determined as a result of this work the ambient factors of the soil, the flora, the fauna, the atmosphere and the landscape that are being affected by this mining, a plan was obtained for the environmental rehabilitation of the exploited areas in way coordinated with the advance of the Project of Exploitation and were stated the necessary measures to rescue the present ecosystem, calculating the cost of the reforestation, being this the mena corrective measure.

### INTRODUCCIÓN

El medio ambiente en sentido general ha sido severamente afectado por la práctica indiscriminada de las pequeñas minerías, las que van dejando a su paso extensas áreas deforestadas cubiertas por antiguos relaves y oquedades anegadas de agua. Para permitir el desarrollo armónico en el aprovechamiento de los recursos minerales, en relación con la conservación del ambiente, la gestión del sector minero debe llevarse a cabo con una visión integradora y racional de manera que puedan

confrontarse las diferentes alternativas de usos tradicionales del suelo y subsuelo, frente a la utilización minera de los recursos allí presentes.

La UEB Servicios Mineros Palmarito de la Empresa Geominera Oriente (EGMO), concesionaria del yacimiento arcillas Bentoníticas Vado del Yeso, solicitó la confección del Proyecto de Rehabilitación de este yacimiento con el objetivo de buscar vías que permitan disminuir el impacto ambiental provocado por la explotación de las Canteras, con el fin de lograr el desarrollo de dicha explotación con el menor daño al medio ambiente posible, aplicando las medidas correctivas propuestas en el mismo.

El Yacimiento de Bentonita Vado del Yeso se encuentra ubicado a unos 38 Km al norte de la Ciudad de Bayamo y a unos 3 km al suroeste del poblado de Vado del Yeso en el Municipio Río Cauto en la Provincia de Granma. Localizado en la hoja cartográfica 4877-IV Río Cauto 1: 50 000.

El problema científico a resolver en este proyecto es determinar las acciones del proceso minero que afectan a los diferentes factores del medio ambiente, teniendo en cuenta este problema la hipótesis de las investigaciones planteada es que el impacto ambiental provocado por la explotación a cielo abierto de las canteras, puede ser mitigado, sobre la base de la experiencia internacional adaptada a las condiciones en nuestro país, si se implanta un plan de rehabilitación con todas las medidas a tomar para los daños causados y que incluya además la formación ambiental como premisa fundamental.

## **MATERIALES Y METODOS**

Para el desarrollo de estos trabajos se tuvieron en cuenta los siguientes métodos:

- **Recopilación bibliográfica y generalización de la información:** Se contó con el Proyecto de Explotación de dicha cantera, así como con toda la información geológica primaria existente y los informes de los trabajos geológicos realizados en la zona de estudio.
- **Recorrido geólogo-medioambiental:** Se realizan itinerarios geólogos medioambientales (suelo, paisaje, flora, fauna, etc), donde se recogió toda la información del medio ambiente área de estudio, para luego proceder a la identificación de los factores del medio que estaban o no afectados en el yacimiento así como su grado de afectación.
- **Cálculo de los indicadores necesarios para la confección del Proyecto:** Con la información recopilada durante los itinerarios geólogo-ambientales realizados y con los datos recopilados del proyecto de explotación y otros materiales, se calcularon los indicadores necesarios tales como los cálculos de áreas, potencias, volúmenes, etc, tanto de material útil como de material de escombros, exigidos en la metodología.
- **Confección del proyecto:** Teniendo en cuenta toda la información obtenida, las características ambientales actuales de la cantera, los indicadores técnicos necesarios, los daños al medio causados durante la extracción, se confecciona el proyecto donde se identifican los mismos y se plasman las medidas a tener en cuenta para la mejor aplicación del mismo.

## **RESULTADOS Y DISCUSIÓN**

Con la realización de este Proyecto de Rehabilitación se plantea, partiendo del análisis cuantitativo y cualitativo de los daños ambientales que se producen en la zona, la identificación la valoración de los



daños existentes en el medio ambiente del área afectada, se propone la ejecución de medidas técnicas que permitan la mitigación de los mismos con un carácter fundamentalmente remedial, logrando en las nuevas condiciones un uso mejorado del terreno en concordancia con un medio ambiente más sano y racional.

Este Proyecto de Rehabilitación consta de dos partes que recogen los 3 aspectos recogidos en la Guía para la Confección de Proyectos de Rehabilitación de pequeña minería, entre los que se encuentran:

## **I. ASPECTOS GENERALES DEL MEDIO NATURAL DEL ÁREA:**

Estos incluyen la ubicación geográfica, características generales de la región, geológicas de la Región y del yacimiento, de las especies a recultivar e Hidrogeología, de la cubierta de destape y rocas no condicionadas, fundamentos de los límites del área de la cantera a Rehabilitar, estado actualizado de los volúmenes de materia prima en el área a rehabilitar:

## **II. PLAN DE CIERRE DEFINITIVO DE LA CANTERA. PROYECTO DE REHABILITACIÓN:**

En este plan se tienen en cuenta varios aspectos para la organización general de los trabajos de rehabilitación donde de acuerdo al Proyecto de Explotación entre ellos la tecnología de operación, estado de las escombreras y lugar de ubicación, régimen de trabajo, capacidad y vida útil de la explotación minera, así como las medidas de seguridad más importantes a tener en cuenta durante los trabajos de rehabilitación.

En el mismo se describe la metodología de los trabajos proyectados para recuperar las áreas explotadas con vistas a su rehabilitación, de forma consecuente con el medio circundante (flora, fauna, suelo, relieve, etc), pretendiendo a partir de la valoración de los daños existentes en el medio ambiente.

Este yacimiento posee un cuerpo mineral con yacencia horizontal poco profunda, el área tiene una extensión de 6.39 ha y su explotación según el Proyecto de explotación se realizará de acuerdo a las áreas que abarcan los cálculos de recursos realizados.

La rehabilitación Agrícola Forestal es la escogida para el uso final del terreno afectado, proponiéndose la ejecución de medidas técnicas, entre ellas la reforestación con sus varias etapas selección del sitio, selección de especies, la plantación y la señalización, mantenimiento y control, la medida correctiva fundamental que permita la mitigación de los mismos con un carácter fundamentalmente remedial, logrando en las nuevas condiciones un uso mejorado del terreno en concordancia con un medio ambiente más sano y racional.

**Otras medidas correctivas propuestas a ejecutar en las áreas minadas de estas canteras están:**

- Los movimientos de tierra y excavaciones se limitarán estrictamente a las áreas proyectadas, sin crear accesos no contemplados por el proyecto de explotación.
- Reforestar las áreas explotadas, sembrándose en la primera fase especies vegetales de rápido crecimiento como el ipill-ipill y en una segunda fase especies vegetales propias del lugar de rendimiento económico o paisajístico como frutales, árboles maderables, etc.
- Rescatar la flora, la fauna y todos los ecosistemas existentes en el área y que serán afectados durante la explotación minera.

- Garantizar la no-contaminación del suelo, con vertido de combustible, previendo que los camiones de transporte de materiales estén en correcto estado de funcionamiento.



Figura 1: frente de explotación, vegetación circundante y material extraído de la cantera.

### III. LA REHABILITACIÓN COMO ACTIVIDAD ECONÓMICA:

Una vez concluidas todas las actividades mineras es imprescindible la reforestación del terreno afectado para la recuperación de la cobertura vegetal anterior a la explotación minera y la recuperación del uso del suelo. Las actividades a realizar para la reforestación se reflejan en la siguiente tabla:

Tabla I : Costo de la Reforestación.

No	Actividad	U.M	Cantidad	Precio MN	Importe MP
1	Replanteo	100 (m <sup>2</sup> )	639	0.96	0.61
2	Suministro y extendido manual de tierra vegetal	100 (m <sup>2</sup> )	639	194.86	124.51
3	Apertura manual de hueco en tierra de 0.3 x 0.3 m	U	15975	0.30	4.79
4	Siembra de árboles relleno con suelo vegetal en envase No 1	U	15975	14.84	237.07
<b>TOTAL</b>		<b>MN</b>	-	-	<b>366.98</b>
<b>Costo X m<sup>2</sup> reforestado</b>		<b>MN/m<sup>2</sup></b>	-	-	<b>0.00574</b>

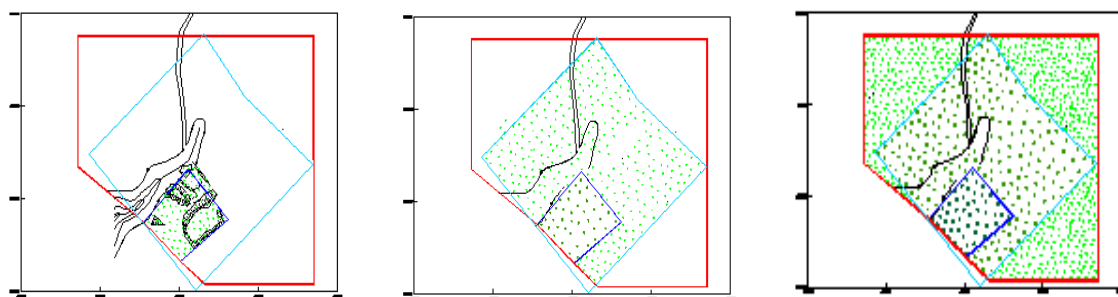


Figura1: Etapas de la Rehabilitación.

## CONCLUSIONES

1. El área que ocupa esta cantera está siendo sometida a un intenso proceso de degradación medioambiental.
2. Como resultado de este trabajo fueron identificados y evaluados las principales acciones productoras de daños al medioambiente en este yacimiento, determinándose que entre los factores del medio que han sido y están siendo afectados por esta minería son los siguientes: el suelo, la flora, la fauna, la atmósfera, el paisaje, fundamentalmente.
3. Se ha obtenido un plan para la rehabilitación medioambiental de las áreas explotadas de manera coordinada con el Proyecto de Explotación.
4. El Costo por m<sup>2</sup> reforestado en esta cantera es de 0.00574 MP y el importe total de la reforestación en este yacimiento es de 366.98 MP.

## BIBLIOGRAFÍA

García Fabrè M. C, 2000. Rehabilitación Ambiental de los minados de la Cantera Palmarito de Cauto. Tesis de Maestría en Medio Ambiente. Especialidad Geofísica Aplicada al Medio Ambiente Físico. ISJAE. Habana. Cuba. (Publicado en Memorias Congreso 2000).

# REHABILITACIÓN DEL YACIMIENTO MOGOTE SAN NICOLÁS, PROVINCIA SANTIAGO DE CUBA. UNA FORMA DE PRESERVAR EL MEDIO AMBIENTE

**Alina Yasell Rosales<sup>(1)</sup>, María Caridad García Fabrè<sup>(1)</sup>.**

<sup>(1)</sup>Geominera de Oriente, Carretera Siboney, Km 2.5, Santiago de Cuba, Cuba.

## RESUMEN

Las actividades extractivas de las canteras a cielo abierto, introducen en los paisajes naturales modificaciones, a través de las escombreras, oquedades, formas y elementos de artificialidad que provocan la intrusión de los mismos, dando lugar a importantes modificaciones fisiográficas con una clara pérdida de calidad del paisaje y un gran daño ecológico.

En general la localización y diseño de las canteras tanto en explotación, como abandonadas ha obedecido a criterios de tipo geológico, técnico y económico, por lo que una vez finalizadas estas actividades extractivas y al estar vigente la Ley de Mina y leyes ambientales es obligatorio la ejecución de la Rehabilitación de las mismas, dándoles usos acordes a las características del medio.

El trabajo se ha concebido con el objetivo de que su ejecución transforme el entorno degradado y hostil en un medio ambiente más agradable y útil, no sólo como medio físico, sino también para el disfrute ulterior del propio hombre y el resto de las especies vivas.

El tipo de rehabilitación que se asume en el mismo es la Agrícola Forestal, con la particularidad de que la realización de los trabajos de reacondicionamiento del terreno, reforestación y otros se han planificado de forma tal que marcharan junto con la explotación, todo esto conllevan a la eliminación total ó parcial de los daños al Medio Ambiente, aprovechamiento racional de los equipos al realizar trabajos de rehabilitación al mismo tiempo que se extraen las riquezas del subsuelo.

## ABSTRACT

The extractive activities of the open sky quarries introduce in the landscapes natural modifications, through the overburden piles, hollows, forms and artificial elements that cause the intrusion of the same ones, giving place to important physiographic modifications with a clear loss of quality of the landscape and a great ecological damage.

In general the localization and design of the quarries in exploitation as well as abandoned has obeyed to approaches of geologic and technical and economic types, for that once concluded these extractive activities and being effective the Law of Mine and environmental laws is obligatory the execution of the their rehabilitation, using them in accordance to the characteristics of the environment.

The work has been conceived with the objective that its execution transforms the degraded and hostile environment to a more pleasant and more useful environment, not only as physical environment, but also for the ulterior enjoyment of man and the rest of the species alive.

The assumed rehabilitation type in them are Agricultural one Forest, with the particularity that the realization of the works of reconditioning of the land, reforestation and other have been planned in such way that went together with the exploitation, all this they bear to the total or partial elimination of the damages to the environment, rational use of the machines when carrying out rehabilitation works at the same time as the mineral is of the underground extracted.

## INTRODUCCIÓN.

El desarrollo sostenible, elevación sostenida de la calidad de vida de las personas procura el crecimiento y el mejoramiento social en combinación armónica con la protección del medio ambiente, de modo que se satisfagan las necesidades de las actuales generaciones sin poner en riesgo las futuras generaciones.

El área del Yacimiento Mogote San Nicolás, se encuentra ubicada al oeste de la elevación del mismo nombre, a 30 km al Norte de Santiago de Cuba, en las cercanías del poblado Palmarito de Cauto, es decir a unos 2 km al Suroeste, ubicándose a una altura máxima de 350 m, ocupando un área de 12 ha.

En el yacimiento Mogote San Nicolás, existe un solo tipo tecnológico, formado por calizas, con un tipo de litología homogénea, con abundantes restos fósiles y calcita de grano fino recristalizada. Entre los posibles usos del material de esta cantera, según las especificaciones de la calidad de la materia prima dentro de los carbonatos de calcio del tipo I y grado A, para losetas hidráulicas, hidrato de cal, cal viva, para hormigones pesados, para piedras trituradas de varios tipos y fabricación de piensos entre otras.

El objetivo de este proyecto es buscar vías que permitan disminuir el impacto ambiental provocado por la explotación de la Cantera.

El volumen anual de producción es de 10000 tn al año, el cual se mantendrá constante durante los primeros 5 años de explotación de esta cantera. Diagnóstico Ambiental y se da un plan de medidas para lograr una Rehabilitación satisfactoria para que en un futuro estas tierras puedan ser reutilizadas con otros fines.

El tipo de rehabilitación que se asume en el mismo es la Agrícola Forestal, con la realización de trabajos de reacondicionamiento del terreno, reforestación y otros que conlleven a la eliminación total o parcial de los daños al Medio Ambiente.

## MATERIALES Y MÉTODOS

**Recopilación de materiales.** Se utilizaron los proyectos de Actualización Geológica, de Explotación Minera y Planchetas Topográficas como base para el Diagnóstico Ambiental del Yacimiento.

**Diagnóstico Ambiental.** Para darle cumplimiento al mismo, se realizaron recorridos Geólogos Ambientales por toda el área para caracterizar el Medio Físico y el Medio Biótico para luego ser utilizados en la confección del proyecto.

**Confección del Proyecto.** Con la información obtenida en el Diagnóstico Ambiental se confeccionó el Proyecto de Rehabilitación, El mismo se realizó de acuerdo a la metodología para la confección de proyectos mineros. Esta cuenta con dos partes.

**La primera parte describe la Geología del área y del entorno.**

- Características de la región y del yacimiento.
- Caracterización de las especies de plantas a recultivar y del área aledaña al yacimiento, así como, las condiciones hidrogeológicas.
- Características de la cubierta de destape y rocas no condicionadas.
- Fundamentación de los límites del área de la cantera a rehabilitar. Profundidad de la explotación a entregar.
- Estado actualizado de las reservas minerales en el área a rehabilitar.

**La segunda parte se refiere a la parte Minera- Restauración Técnica, y cuenta con los siguientes acápite.**

- Organización general de los trabajos de rehabilitación. (Clasificación de las tierras afectadas para la rehabilitación, Régimen de trabajo, Tipos y modelos de los equipos utilizados para la rehabilitación).
- Estado de los depósitos de escombreras y cálculo del volumen del depósito. (Lugar de ubicación de las escombreras (estéril y capa vegetal). Estado de las mismas. Cálculo del volumen del depósito).
- Extracción de la capa vegetal y estéril. (Método de extracción. Orden de realización de los trabajos. Datos de la continuidad de las operaciones, Cálculo de los equipos).
- Evaluación del impacto ambiental del lugar donde se tomará el préstamo para el relleno y capa vegetal. (Minimización de los impactos ambientales y corrección del ambiente dañado).
- Transportación y colocación del estéril y capa vegetal. (Selección del tipo de transporte. Cálculo de la productividad. Cálculo del número de equipos. Método de colocación del estéril y de la capa vegetal).
- Anexos Gráficos. (Programa de restauración de la superficie afectada por años proyectados. Fundamentación del método de formación del área a rehabilitar. Cálculo de los volúmenes fundamentales del estéril y capa vegetal y su distribución por años. Restauración biológica de las tierras dañadas. Delimitación de la zona de seguridad entre el área devuelta y el yacimiento en explotación. Faja de protección, Caminos y sellajes de todas las labores de acceso. Construcción de caminos. Cálculo del volumen de los trabajos a realizar. Sellajes de todas las labores de acceso).
- Medidas a tener en cuenta para que a la culminación de los trabajos el área quede completamente rehabilitada.

## DISCUSIÓN

Este yacimiento esta prácticamente virgen, pudiéndose llevar a cabo la rehabilitación de las áreas explotadas a medida que se ejecuta la explotación. La rehabilitación prevista en este Proyecto, abarcará una superficie de 12 ha que es el área concesionada, la cual corresponde a las áreas de la cantera, la escombrera, espacios abiertos y los bordes de las vías de comunicación.

Teniendo en cuenta el estudio medio ambiental realizado se determinó que las alteraciones producidas por esta explotación están dadas, de acuerdo a los impactos más importantes en los factores siguientes:

**Suelo:** En este componente se cambia la morfología de toda la parte afectada por la explotación, provocando riesgos en la estabilidad del terreno, por la construcción de plataformas y el mismo proceso perforador. Este impacto es negativo, parcial y reversible a mediano plazo su recuperación.

**Flora y Fauna:** Este es importante ya que durante el proceso de extracción se producirá la tala de árboles y la destrucción de la vegetación existente y con ello la pérdida del hábitat natural de la fauna, estas afectaciones son de carácter negativo, local y reversible.



**Paisaje:** El estudio de impacto ambiental que se realizó pone de manifiesto, que las alteraciones más importantes son las debidas a las modificaciones fisiográficas y a la pérdida de calidad del paisaje.

**Atmósfera:** En este proceso el impacto es negativo ya que en él se utilizan equipos cuya combustión provocará gases, además de que se generará polvos que también afectaran este factor, estas afectaciones son de carácter extenso, negativo e irreversible.

**Ruido:** Su origen está en la utilización de explosivos y durante la perforación ya que se producen ruidos, vibraciones, ondas aéreas y proyecciones, las cuales se pueden evitar disminuir grandemente con un buen diseño de las voladuras. El ruido puede provenir también de las maquinarias e incidir negativamente sobre la fauna, este daño es reversible, local y temporal.

**Polvo:** El polvo en esta cantera se genera en el estéril durante las perforaciones de los barrenos, voladuras, cargas, transporte, descarga y vertido, en la roca útil, durante las voladuras, etc, y durante el transporte del mineral, este daño es negativo, reversible, y temporal.

**Nivel de vida:** Manifestado en la alteración del modo de vida, ya que afecta la vida tradicional, en el sistema económico con aumento, generalmente el nivel de empleo, servicios, etc Este elemento es positivo, local y temporal.

### Propuesta para la Rehabilitación del Yacimiento.

La Rehabilitación se comenzará a partir del 5to año de la explotación, conjuntamente con el avance de los trabajos de extracción del mineral, teniendo en cuenta que existe un bloque de recursos inferidos por debajo de los indicados. La extracción en los primeros 5 años se prevé realizarla hasta el horizonte 275, en la cantera al final de la explotación se prevé la extracción en dos niveles 265 y 275.

Al terminar la explotación se diseñará una topografía final lo más parecida a la existente en la zona antes de la explotación y de ser factible se utilizaran los escombros o estériles para rellenar huecos y adaptarse a las sinuosidades del relieve. Luego se reforestarán las áreas explotadas e inactivas, en la cantera, escombreras y áreas vinculadas a las anteriores, sembrándose en la primera fase especies vegetales de rápido crecimiento y en una segunda fase, especies vegetales de rendimiento económico o paisajístico como frutales, árboles maderables, etc.

Los trabajos de rehabilitación implican un gasto más dentro de la economía de las empresas explotadoras. La significación o impacto de la restauración es generalmente pequeño, si se aplica el decreto 222 del Reglamento de la Ley de Minas el cual expresa que el costo de los trabajos de rehabilitación no puede ser menor del 5% del valor total de la inversión ó proyecto de explotación.

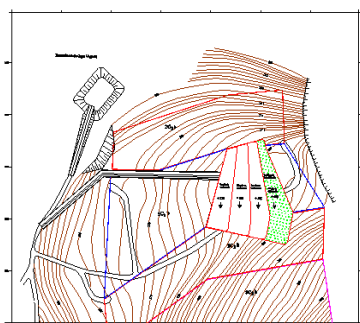
Para realizar el análisis económico de la rehabilitación se tuvo en cuenta el costo total de la inversión El Precio por m<sup>2</sup> para la reforestación será de  $0.00574 \text{ MP} / 120000 \text{ m}^2 = 689.1 \text{ MP}$ . El costo anual para los años sucesivos de explotación dependerá del total de m<sup>2</sup> afectados x el precio (  $0.00574 \text{ MP/m}^2$  ).

### Actividades a realizar para la Reforestación total del Yacimiento.

No	Actividad	U.M	Cantidad	Precio MN	Importe MP
1	Replanteo	100 m <sup>2</sup>	1200	0.96	1.15
2	Suministro y Extendido Manual en tierra	100 m <sup>2</sup>	1200	194.86	233.83
3	Apertura manual de hueco en tierra de 0.3 x 0.3	4 U	30 000	0.30	9.0

4	Siembra de árboles relleno con tierra	4 U	30 000	-	-
5	Vegetal en envase No 1	10U	30 000	14.84	445.2
Total					689.18

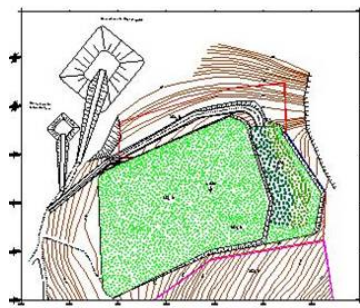
## Etapas de la Rehabilitación.



Primera Etapa de la Rehabilitación



Segunda Etapa de la Rehabilitación



Etapa Final de la Rehabilitación

## CONCLUSIONES.

De cumplirse lo planteado en el proyecto lograríamos:

- ❖ Cumplir con lo establecido en La Ley de Minas.
- ❖ Aminorar los costos de Rehabilitación.
- ❖ Rescate del Suelo Minado dándole una nueva utilización.
- ❖ Rescate de la Flora y la Fauna.
- ❖ Rescate del Ecosistema.
- ❖ Donarle a las Futuras Generaciones nuevas áreas para el desarrollo del país.



Vista parcial del Yacimiento Mogote San Nicolás

## GESTION AMBIENTAL, FACTOR ESTRATÉGICO DE COMPETITIVIDAD DE LAS EMPRESAS. IMPLANTACIÓN DEL SISTEMA DE GESTION AMBIENTAL EN LA EMPRESA GEOMINERA ORIENTE

**Maria del C Ferrer Texidor<sup>(1)</sup>, Amarilis Núñez Silva.<sup>(1)</sup>**

<sup>(1)</sup> Empresa Geominera de Oriente, Carretera de Siboney Km. 2<sup>1</sup>/<sub>2</sub> Alturas de San Juan. Santiago de Cuba.  
E-mail: <sup>(1)</sup>: [mcferrer@geominera.co.cu](mailto:mcferrer@geominera.co.cu)

### RESUMEN

A raíz de los problemas presentados en la Empresa Geominera Oriente, y la necesidad de tener establecido un Sistema de Gestión Ambiental capaz de cumplir con las Normativas y Regulaciones Medioambientales para el funcionamiento adecuado de la Gestión Ambiental Empresarial, se desarrolló una metodología de trabajo que garantiza el control y cumplimiento del conjunto de leyes relacionadas con el medio ambiente.

Teniendo en cuenta el funcionamiento y explotación de las instalaciones productivas y de servicios, las cuales continuamente desempeñan producciones que de una forma u otra, afectan el ecosistema mediante: emisiones atmosférica, vertimientos de residuales líquidos, contaminación del suelo, sustancias tóxicas y radiactivas y el éxodo de gases, pudiera ser sumamente crítica al no tener bien definido el inventario de estas fuentes contaminantes, es por ello que las soluciones propuestas en el presente trabajo satisfacen las demandas planteadas.

Con la Implantación del Sistema de Gestión Ambiental se promueven mejoras continuas de los resultados de las actividades productivas en relación con el MA, a través del establecimiento y aplicación de la política y programas ambientales en cada Unidad de esta Empresa; la evaluación sistemática, objetiva y periódica del funcionamiento de los procedimientos desde la perspectiva Medio Ambiental y la información al público acerca del comportamiento en materia de MA de todas las actividades y accionar de la Empresa.

A pesar del trabajo realizado se pudo lograr una generalización completa de esta metodología, a otras empresas pertenecientes a nuestro ministerio, entre las cuales se destacan: CUPET Guantánamo, Fábrica de Envases Corrugados y Laboratorio Farmacéutico Oriente.

### ABSTRACT

Due to the problems present in the Enterprise Geominera Oriente, and the need of having an Environmental Management System established, which can fulfil the Environmental Norms and Regulations for the due functioning of the Enterprise Environmental Management, a working methodology that guarantee the control and accomplishment of the group of laws related to the environment was developed.

Taking into account the functioning and exploitation of the production and service facilities that continuously develop, in a way or another, productions that affect the ecosystem through atmospheric emissions, residual fluid discharges, soil pollution, toxic and radioactive substances and the exodus of gases, it could be critical not to have a clear inventory of these polluting sources. That is why the solutions presented in this paper satisfy the stated demands.

With the enforcement of the Environmental Management System, continuous improvements in the results of the productive activities are promoted in relation with the environment in each of the facilities of the Enterprise. It also allows a systematic, objective and periodic assessment of the functioning of the procedures from the point of view of the environment. Besides, it allows, as well, the public information of the Enterprise behaviour in the field of the Environment in all its activities and actions. A generalization of this methodology was applied to other enterprises of our Ministry among which are CUPET Guantánamo, Fábrica de Envases Corrugados and Laboratorio Farmacéutico Oriente.

### INTRODUCCIÓN.

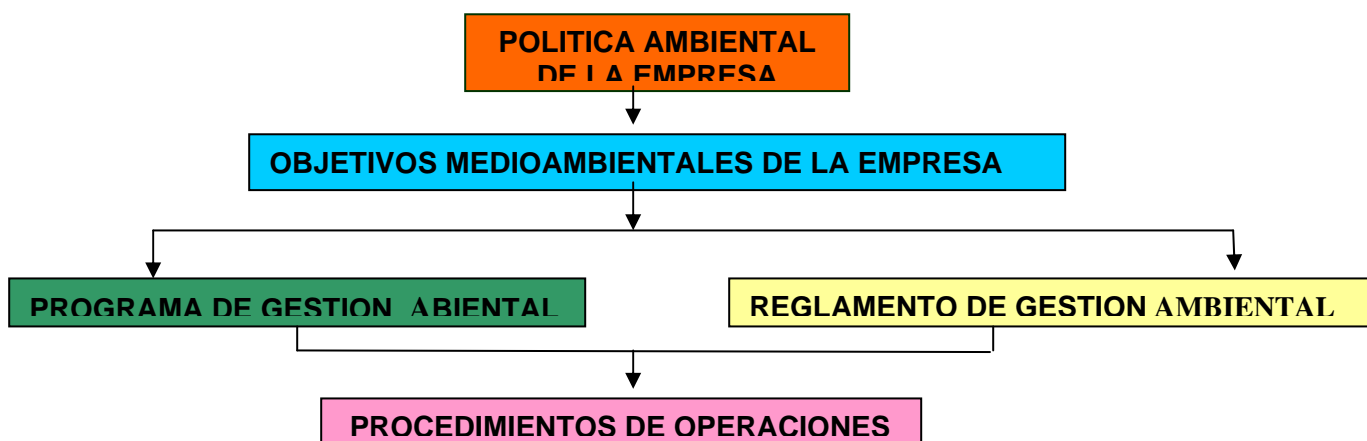
Un Sistema de Gestión Ambiental identifica políticas, procedimientos y recursos para cumplir y mantener una gestión ambiental efectiva en una empresa u organización.

Estos sistemas conllevan evaluaciones rutinarias de impactos ambientales, compromiso de cumplir con las leyes y regulaciones ambientales y oportunidades de continuar mejorando en cuanto al comportamiento ambiental.

Los sistemas de gestión ambiental de hoy en día consisten en la adopción voluntaria de planes más amplios, de plazo más largo y con un enfoque más preventivo, a la vez que se establecen estructuras en la gestión empresarial para asegurarse del cumplimiento de estos planes.

En la medida en que crece la preocupación por mantener y mejorar la calidad del medio ambiente y proteger la salud humana, las Empresas deben centrar cada vez más su atención hacia los impactos potenciales de sus actividades, productos y servicios.

### DEFINICION DEL S.G.A



### MATERIALES Y METODOS.

Para el desarrollo de este trabajos se tuvieron en cuenta las distintas fases de implantación, como son:

#### 1. Diagnóstico ambiental previo

Definirá la situación medioambiental actual de la empresa es decir, es como una fotografía de la situación de partida, indispensable para poder definir posteriormente la política y objetivos medioambientales específicos para aquella. Su contenido y objetivos serán:

#### 2. Plan de actuación

Con los resultados de la Auditoria se definirán las actuaciones a implementar en materia de inversiones, priorizándose desde el doble punto de vista: normativo y estratégico. Esto datos serán básicos para el planteamiento de una Política ambiental coherente.

Conocida la situación ambiental de la Empresa y su política ambiental futura se plasmarán los objetivos medioambientales (concretos y medibles) a corto y largo plazo, los cuales se englobaran en un Programa Ambiental cuyo fin será la consecución de dichos objetivos y contendrán así mismo la

documentación del sistema, los controles sobre los procesos y actividades implicadas, las auditorías internas que deben realizarse y la eficaz gestión de la Dirección a través de sus revisiones.

### 3. Declaración Ambiental

Una vez implantado el SIGA en la Empresa, y cumplidos los requisitos mínimos se procederá a elaborar la Declaración ambiental diseñada para informar a la Sociedad (trabajadores) de la Política ambiental de la Empresa, los objetivos y metas ambientales con los plazos comprometidos, el impacto ambiental resultante de las actividades productivas, etc. Pretende constituirse en una herramienta para que la sociedad comprenda y premie los esfuerzos realizados por las empresa respeto al MA.

## DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS

Para la implantación efectiva desarrollamos las capacidades y los mecanismos de apoyo necesarios para cumplir la política, sus objetivos y metas ambientales como:

1. Asignación de recursos
2. Acción de apoyo, comunicación e información
3. Se Confeccionaron los Procedimientos de acuerdo a las características de las Unidades de la Empresa donde se describen las operaciones específicas de cada actividad, su prevención, las medidas correctoras.

Para manejar eficazmente los temas ambientales, los elementos del SGA se diseñaron y revisaron de modo tal que ellos estén efectivamente armonizados e integrados con los elementos del sistema de gestión existente.

Los elementos del sistema de gestión que pueden beneficiarse de la integración incluyeron:

- políticas de la organización;
- asignación de recursos;
- controles operacionales y documentación;
- información y sistemas de apoyo;
- capacitación y desarrollo;
- organización y estructura administrativas;
- sistemas de premios y evaluación;
- sistemas de medición y monitoreo;
- comunicaciones e informes.

Para asegurar el desarrollo y la implantación efectiva del SGA se asignaron las responsabilidades apropiadas, en primer lugar la más alta dirección tiene un papel clave en la concientización y motivación de los trabajadores, mediante la explicación de los valores ambientales de la organización, y la comunicación de su compromiso con la política ambiental. En la Empresa se designó un Especialista de Gestión Ambiental el cual tiene muchas responsabilidades entre ellas: Asegurar que los requisitos básicos para la implantación del S.G.A. en cada una de nuestras Unidades Operativas estén implantados y mantenidos al día, etc. y para las Unidades un Representante de la actividad.

La organización considerará las diferentes operaciones y actividades que contribuyen a sus impactos ambientales significativos cuando desarrolle o modifique controles y procedimientos operacionales.

Tales operaciones y actividades pueden incluir:

- investigación y desarrollo de diseños de ingeniería;
- compras;
- contratos;
- manipulación y almacenamiento de materias primas;
- procesos de producción y mantenimiento;



- laboratorios;
- almacenamiento de productos;
- transportación;
- comercialización, publicidad;
- servicio al cliente;
- compras, construcción o modificación de propiedades e instalaciones.

Las actividades se pueden dividir en tres categorías:

- Las de prevención de la contaminación y la conservación de recursos naturales en nuevos proyectos de inversión, cambios de procesos y gestión de recursos, propiedades (compras) y nuevos productos y embalajes;
- Las de gestión diarias para asegurar la conformidad con los requisitos organizativos internos y externos, así como su eficiencia y eficacia;
- Las de gestión estratégica para anticipar y responder a los posibles cambios de requisitos ambientales.

## CONCLUSIONES

Los beneficios potenciales asociados con el SGA efectivo incluyen:

- asegurar a los clientes el compromiso hacia una gestión ambiental demostrable;
- el mantenimiento de buenas relaciones con el público y la comunidad;
- satisfacer los criterios de inversionistas y mejorar el acceso al capital;
- obtener seguros a costo razonable;
- mejorar la imagen y la participación en el mercado;
- satisfacer los criterios de certificación;
- mejorar el control de costos;
- reducir incidentes que puedan concluir en pérdidas por responsabilidades legales;
- demostrar que se tiene un cuidado razonable;
- ahorro de consumo de materiales y energía;
- facilitar la obtención de permisos y autorizaciones;
- fomentar el desarrollo y compartir las soluciones ambientales;
- mejorar las relaciones entre la industria y los gobiernos.

## BIBLIOGRAFÍA

- Ferrer Texidor M del C. 1998: Reglamento para la Organización y Dirección de la Producción: Capítulo 09 " Sistema de Gestión Ambiental ". SGA
- ICS: Norma Cubana ISO 14004:1998: Sistemas de Gestión Ambiental Directrices Generales Sobre Principios, Sistemas y Técnicas de Apoyo.

## DIAGNOSTICO AMBIENTAL DE LA BAHIA DE GUANTANAMO Y SU IMPACTO EN LA SALINA DE CAIMANERA

**Marcela Figueredo Frías, Mirtha López Varga, Ileana Cabrera Díaz, Marcelino del Río Cobo.**

*Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica, (CIPIMM) Carretera varona Km 1 ½, No. 12028, Capdevila Boyeros*

### RESUMEN

La cuenca Guantánamo-Guaso ocupa una extensión de 2347,2 km<sup>2</sup> y abarca en su totalidad todo el valle de Guantánamo. Las principales manifestaciones de degradación de los suelos son la salinidad, fenómeno asociado fundamentalmente a las condiciones climáticas, impactando el 87% de los suelos de la cuenca que son improductivos, unido a los focos contaminantes principales que ascienden a 78, debidos a 6 centrales azucareros y numerosas despulpadoras de café aportando una carga contaminante estimada de 11,8 ton de DBO<sub>5</sub>/día, equivalente a una población de 282976, lo que representa el 69% de su población actual.

Esto ha traído como consecuencia un deterioro gradual de la calidad de las aguas de este acuatorio, incrementando su degradación natural y manteniendo las masas de aguas contaminadas pegadas a la costa y dispersas por una parte considerable de su litoral.

Las salinas de Guantánamo, ubicadas en el municipio de Caimanera perteneciente a la cuenca Guantánamo-Guaso, aportan el 70% de la producción nacional de sal, en ellas se producen 160000 ton anuales de sal, empleando para ello las aguas de la Ensenada Cerro-Guayabo y el canal Deseo, ubicados en la Bahía de Guantánamo, las cuales en los últimos años han bajado su densidad debido a la contaminación de sus aguas y manifestándose con la aparición de la Marea Roja.

El presente trabajo tiene por objetivo evaluar la contaminación química actual del acuatorio y su impacto en las salinas. Entre los principales resultados obtenidos se pudo comprobar la degradación de los parámetros ambientales de la Bahía así como el comportamiento de los metales en las aguas y los sedimentos en los diferentes períodos evaluados.

### ABSTRACT

### ENVIRONMENTAL DIAGNOSYS OF THE GUANTÁNAMO-GUASO BASIN AND ITS IMPACT IN THE SALT PLANTS OF CAIMANERA.

Guantánamo-Guaso Basin occupies an extension of 2347,2 km<sup>2</sup> and comprises the whole valley of Guantánamo. The main manifestations of soil degradation are salinity, phenomenon associated mainly to the weather conditions, having an impact on the 87% of the soil of the basin which is unproductive and the main polluting focuses which are 78, mainly due to 6 sugar cane industries and numerous coffee processing plants, that give a pollution load calculated in 11,8 ton DBO<sub>5</sub>/day, equivalent to a population of 282,976 inhabitants, which represents the 69% of the present total population. This has had very serious consequences that have notably influenced in the quality of water in that place, increasing its gradual degradation and keeping polluted water masses too close to the coast and spread in a considerable part of its seashore.

Guantánamo salt plants, located in Caimanera municipality, give the 70% of the national salt production. They produce 160 000 ton/year of salt, using the waters of the Cerro-Guayabo Creek and the Deseo Channel, located in Guantánamo Bay, that in the last few years, have decreased their density due to its water contamination and manifesting its problems with the appearance of the so called Red Tide.

The present work is aimed at evaluating the present chemical pollution of the water site and its impact in the salt plants. Among the main results obtained, the degradation of the environmental parameters in the Bay and the behavior of metals in waters and sediments was corroborated.

## INTRODUCCIÓN

En la actualidad muchas de las actividades humanas ponen en peligro el equilibrio de los ecosistemas naturales, debido a sus efectos sobre las especies endémicas de animales y plantas; sin embargo las salinas a pesar de ser hábitats artificiales son biológicamente ricas, por lo cual resulta de notable importancia lograr un manejo adecuado de sus recursos naturales con cuidado del medio ambiente. Las salinas de Guantánamo, ubicadas en el municipio de Caimanera, aportan el 70% de la producción nacional de sal, en ellas se producen 150000 ton anuales de sal. Esta industria constituye desde el punto de vista socioeconómico la mayor fuente de empleos del municipio aportando significativos ingresos.

La Bahía de Guantánamo se encuentra situada en el municipio de Caimanera, al sur de la provincia de Guantánamo, dividida en dos partes: Norte y Sur, comunicadas entre sí por un estrecho canal, el canal del Deseo. La parte norte de la bahía está dividida en dos ensenadas, bien definidas y conocidas como ensenada del Cerro Guayabo y ensenada de Joa, de donde se obtiene gran parte de la producción nacional de sal para consumo humano.

La contaminación de la bahía tiene su origen, básicamente en la industria azucarera, que produce una enorme cantidad de residuales en el proceso de producción. Estos residuales para degradarse consumen una gran parte del oxígeno disuelto en el agua, por lo que afectan las poblaciones de peces y otros organismos existentes en la bahía. Estudios recientes realizados en la Bahía de Guantánamo, en los últimos años han reportado que se han depositado más de 45 millones de m<sup>3</sup> de sedimentos procedentes de el Río Guaso, los centrales azucareros, el combinado cárnico y el alcantarillado de la ciudad, los que han influido notablemente en la interacción de los agentes climáticos con las aguas de la Bahía, modificando su capacidad de dilución.

Por otra parte, las salinas toman sus aguas de la Ensenada Cerro-Guayabo y el canal Deseo, ubicados en la Bahía de Guantánamo que como la mayoría de las bahías del mundo, se encuentra sensiblemente antropizada y con una hidrodinámica insuficiente debido al aporte de contaminantes provenientes del Río Guaso. Esta situación en los últimos años se ha intensificado notablemente, influyendo en la calidad de las aguas de la Bahía, lo cual ha traído como consecuencia una degradación progresiva de estos recursos hídricos, manifestándose con la aparición de la Marea Roja.

El presente trabajo tiene por objetivo evaluar la contaminación química actual del acuatorio y su impacto en las salinas. Entre los principales resultados obtenidos se pudo comprobar la degradación de algunos parámetros ambientales de la Bahía, así como el comportamiento de los metales en las aguas y los sedimentos.

## MATERIALES Y MÉTODOS EMPLEADOS.

Para el estudio se seleccionaron los parámetros físicos-químicos para evaluar la calidad de las aguas es decir, pH, oxígeno disuelto (OD), temperatura, salinidad, nitrógeno total, nitratos, nitritos, fosfatos, sólidos en suspensión, metales As, Cu, Fe, Hg y Pb; en los sedimentos los metales Ca, Cd, Cu, S<sub>t</sub>, Cr, Al, Zn, Fe, Pb y As.

Los muestreos abarcaron los períodos de lluvia y seca. Los puntos establecidos para la toma de muestra fueron debidamente analizados y eran representativos. El tiempo establecido entre la toma de muestra, la preservación y el análisis químico fue el indicado, según se establece en la norma ISO.

En los trabajos de campo se determinaron in situ los parámetros de: pH, oxígeno disuelto, salinidad y temperatura.

Tabla I. Los métodos físicos químicos empleados en cada análisis fueron:

Parámetros	Método	Lugar de realización
pH	Potenciométrico con electrodo combinado	In situ
Oxígeno Disuelto	Electrodo selectivo de membrana.	In situ
Temperatura	-	In situ
Nitrógeno Total	Kjeldhal	Laboratorio
Fósforo Total	Espectrofotométrico visible	Laboratorio
Fosfato	ICP	Laboratorio
Nitrito, Nitrato y Nitrógeno amoniacal.	Kjeldhal	Laboratorio
Calcio	Volumétrico	Laboratorio
Sulfato	Gravimétrico	Laboratorio
As, Hg, Pb, Fe, Cd	EAA y ICP	Laboratorio
Sólidos en suspension	Gravimétrico	Laboratorio

## RESULTADOS Y DISCUSIÓN

A continuación se muestran los resultados obtenidos reportados en el 2004 y un análisis de su comportamiento:

Tabla II. Comportamiento de las concentraciones promedios en las tomas de agua de mar en el 2004.

Zona de muestreo	ppm									
	pH	OD	NO <sub>2</sub>	PO <sub>4</sub>	As	Pb	Hg	Fe	ST	STV
Ensenada Cerro-Guayabo	6,9	3,4	<0,005	0,1	<0,2	<0,3	< 0,1	<0,4	39138	4790
Canal Deseo	7,1	3,3	<0,005	0,1	<0,2	<0,3	< 0,1	<0,4	40720	5024

Como se puede ver el comportamiento del pH es muy similar en ambas zonas, y se puede evaluar como un agua de calidad dudosa, según las normas NC 25:1999.

Con relación al oxígeno disuelto se puede apreciar que los valores obtenidos se consideran bajos. Esto se debe fundamentalmente a que durante el inicio del período lluvioso se observa un incremento en los procesos de contaminación por el vertimiento indiscriminado de residuales orgánicos

provenientes del Brazo Borrero efluente del Río Guantánamo y el Río Guaso que desembocan en la Ensenada.

Al comparar los resultados obtenidos para el oxígeno disuelto en períodos similares, con los de investigaciones precedentes realizadas en la Bahía, se observa que en el año 1984 se obtuvo un valor medio de OD de 5,00 mg/L para la costa norte de la Bahía, donde se encuentra situada la Ensenada Cerro-Guayabo; en el año 1997 el valor medio de OD fue de un 4,2 mg/L en la superficie y 3,8 mg/L hacia el fondo, hubo zonas ubicadas en el núcleo urbano de Caimanera cuyos valores se consideraron anóxicos. Si se comparan estos resultados con los obtenidos en este estudio se evidencia la ineficiencia en la toma de medidas para dar solución a las fuentes contaminantes de la Bahía y la calidad del agua se puede evaluar de dudosa.

En el caso de los nutrientes no se apreciaron diferencias significativas en las dos zonas estudiadas, observándose que los valores obtenidos se encontraban por debajo de las normas establecidas excepto para los fosfatos.

Con relación al comportamiento de los metales todos estuvieron por debajo de las concentraciones máximas admisibles según se establece en la norma ITE 04-08-01.

Atendiendo a los resultados obtenidos para los sólidos totales, podemos decir que fueron altos, correspondiendo un 12,3% a los sólidos volátiles en las dos zonas muestreadas, lo cual indica presencia de materia orgánica en las aguas de mar que entran al proceso. Los sólidos disueltos en la Ensenada fue de 43660 ppm y en el Canal fue de 45812 ppm, en ambos casos están por encima de la concentración máxima deseable que es de 35000 ppm.

Tabla III. Resultados obtenidos del muestreo realizado en la Ensenada del Cerro de Guayabo durante el 2005.

Muestra	Temp(°C)	pH	Densidad (°Be)	P <sub>T</sub> (mg/L)	N <sub>T</sub> (mg/L)	NO <sub>3</sub> +NO <sub>2</sub> (mg/L)
Ensenada del Cerro Guayabo	32,3	9	2,4	0,17	3,43	0,26

Muestra	STV (mg/L)	SST (mg/L)	SFT (mg/L)
Ensenada del Cerro Guayabo	3754,0	8,0	23430,0

Cabe destacar que en esta ocasión los muestreos se realizaron en condiciones de abundantes lluvias, y se dividió la zona tomando como referencia la bomba de succión de la Ensenada en centro y laterales a una distancia de aproximadamente 10 m, se observó además la presencia de Marea Roja en las aguas, lo cual podría reflejarse en el comportamiento del pH que como se ve está un poco alto de acuerdo a su comportamiento habitual, de igual forma se observa que la densidad no es la requerida de acuerdo a las exigencias del proceso tecnológico (3,5°Be).

El comportamiento de los nutrientes en las aguas se encuentra muy por debajo de las concentraciones máximas permisibles por las ITE 04-08-01 especificaciones de calidad del agua de mar. Con relación al comportamiento de los sólidos totales volátiles podemos ver que es alto y pone en evidencia la contaminación por materia orgánica de las aguas de mar.

Se determinó además la influencia del comportamiento de la calidad de las aguas de la Bahía en el proceso de cristalización de la sal, obteniéndose los siguientes resultados:

Tabla IV. Comportamiento de las concentraciones promedios en las tres áreas biológicas de la salina de Caimanera.

Punto de muestreo	Temp(°C)	Densidad (°Be)	N <sub>T</sub> (mg/L)	NO <sub>3</sub> +NO <sub>2</sub> (mg/L)	P <sub>T</sub> (mg/L)	Observaciones
Canal Deseo	32	3,6	2,25	0,27	0,95	Transparente
L-33	33	10,8	3,50	0,2	0,84	Coloración del fondo amarillo
L-37	35	16,4	4,69	ND	0,73	
L-13	37	25,3	5,15	0,33	1,60	
L-11	38,5	25,1	4,49	ND	1,92	Coloración rosada clara
CD Zona Vieja	37	25,6	6,41	0,46	1,38	Coloración rosada, salmuera cristalizando
Crist-10	42	28,5	5,94	0,73	1,06	Salmuera cristalizando

Como se puede ver en los resultados la salinidad se mantiene a un ritmo creciente dentro del flujo de la salina, encontrándose en condiciones normales. Esto es consecuencia del proceso de evaporación solar y el comportamiento meteorológico observado durante el muestreo (escasas lluvias). De acuerdo con este parámetro, la salina tiene su flujo estable y en funcionamiento normal.

Los parámetros de N<sub>T</sub>, P<sub>T</sub> y (NO<sub>3</sub>+NO<sub>2</sub>), también muestran valores crecientes con el incremento de la salinidad, evidenciándose el estado normal de flujo. El incremento de los valores de N<sub>T</sub>, P<sub>T</sub> se corresponde con el incremento de la biomasa que es mayor en la tercera área biológica, o sea la zona de mayor densidad. Los valores obtenidos (NO<sub>3</sub>+NO<sub>2</sub>), son bajos lo que significa que la sal que se produce no presenta contaminación por residuales nocivo, lo cual indica que está apta para el consumo humano.

### Resultados del muestreo realizado en los sedimentos.

La toma de muestra en los sedimentos se hizo a una profundidad de 10 cm y la distancia con relación al punto de referencia fue de 10 m. Durante el muestreo la marea fue baja y se observaron las aguas claras.

Tabla V. Comportamiento de los metales en los sedimentos del agua de mar en la Ensenada del Cerro Guayabo.

Muestras de sedimento	S <sub>T</sub> (%)	Cr(%)	Zn(%)	Cd(%)	Al(%)	Fe (%)	Ca (%)	Pb
Sedimentos	0,77	0,09	0,032	0,001	5,56	4,63	5,66	1,83x10 <sup>-3</sup>

Los resultados obtenidos muestran un comportamiento estable de los sedimentos, correspondiéndose con la composición química característica de los suelos en las zonas estudiadas.

### CONCLUSIONES

- La Ensenada Cerro Guayabo muestra características particulares en comparación con el resto de la bahía ya que posee un comportamiento diferenciado de la hidrodinámica y su hidroquímica.
- En el período evaluado se pudo comprobar que las salinas de Caimanera mostraron un flujo estable y un funcionamiento normal.



- El comportamiento obtenido en la fase química de los sedimentos muestra su comportamiento estable.

## **BIBLIOGRAFÍA.**

Assessment of the environmental impact of brine waste on the marine environment, 8<sup>th</sup> World Salt Symposium, vol 2, 1235,2000, S.P.Varnavas and T.H.Lekka

Informe sobre las causas de la baja densidad de las aguas del mar en la Ensenada Cerro-Guayabo, GeoCuba, Empresa Santiago, 1998, Agencia de Estudios Marinos.

ISO 5667/3-1985, Calidad de aguas. Muestreo parte 3. Guía sobre la preservación y manipulación de muestras.

ITE 04-08-01, Instrucciones técnica específica, agua de mar, especificación de calidad, Manual de procedimientos, ESG, 2003.

NC 351: 2004, sal de calidad alimentaria.

Salinas and nature conservation in the Mediterranean, 8<sup>th</sup> World Salt Symposium, vol 2, 1235,2000, N Sadou.

Tecnologías de la sal marina, Abilio García, La Habana 1977.

# ACTUALIZACIÓN DE LA BASE DE DATOS DE ANTIGUOS YACIMIENTOS Y MINAS DEL DISTRITO CROMÍFERO DE CAMAGÜEY

**Alldeñg Luis Estrada Fines<sup>(1)</sup>, Eugenio Escobar Loret de Mola<sup>(2)</sup>**

(1) Oficina Nacional de Recursos Minerales, Salvador Allende #666, / Oquendo y Soledad, Ciudad de La Habana, Cuba, CP: 10300, E-mail: allden@onrm.minbas.cu.

(2) Jubilado de Oficina Nacional de Recursos Minerales.

## RESUMEN

El campo cromífero de Camagüey fue explotado desde los años 20 por varias compañías norteamericanas y cubanas. El mayor volumen de extracción fue durante el periodo de la 2 guerra mundial, momento en que se extrajeron 1397236 toneladas en los años del 1940 al 45.

La última extracción se realizó en el año 1985 en el yacimiento Mamina.

Este trabajo tiene utiliza la Base de datos del "Informe de Antiguas Minas y Yacimientos de cromitas refractarios de Camagüey", Geominera, 1994, autor Hortensia Rivera, agregándole la información que existía y que por diversas causas no se realizó en su momento.

Se hace una recopilación de los datos existentes sobre los yacimientos de cromo existentes en el territorio, actualizándose el número de yacimientos conocidos en Camagüey.

Se aportan conclusiones acerca de los factores de localización de nuevos yacimientos y sobre la posibilidad de la continuación de los trabajos geológicos o mineros basándose en los recursos con que cuentan los yacimientos y las condiciones técnico mineras.

## ABSTRACT

Several North American and Cuban companies exploited the chromium field of Camagüey from the twenties, of last century. The biggest extraction was during the period of the Second World War, when 1397236 tons were extracted from the 1940 to the 45. The last extraction was in the 1985 year in Mamina mine.

This work has used the database of "Olds Mines' Report and Locations of refractory chromites of Camagüey", 1984, by Rivera H, adding and completing the existed information.

A summary of the existent data is made on the existent chromites deposit in the territory, actualizing the number of known mines in Camagüey. Conclusions are made about the localization factors of new mineral deposits and the possibility of the geologic or mining works based on resources and the mining conditions.

## INTRODUCCION

Este trabajo tiene como objetivo utilizar la Base de datos del "Informe de Antiguas Minas y Yacimientos de cromitas refractarios de Camagüey", Geominera, 1994, autor Hortensia Rivera, así como anexarle la información que existía y que por diversas causas no se realizó en su momento.

Antes de presentar la información antigua y nueva son necesarias algunas aclaraciones que faciliten la comprensión de los datos que se ofrecen así como sus limitaciones.

La información de los objetivos con que se contaba y se utilizaba hasta 1990 eran los catastros de Levantamiento de la Academia de Ciencias de Cuba (ACC) y el catastro de Geominera Camagüey con unos 142 y 72 objetivos respectivamente de Minas, Yacimientos, Puntos de mineralización y Denuncios mineros. Aunque en estos catastros los objetivos presentaban coordenadas, para poder ubicarlos estos habían sido calcados del mapa 1:50 000 del United State Geological Survey (USGS) que no las presentaba y posteriormente calculadas en las hojas topográficas a escala 1:50 000 del Instituto Cubano de Geodesia y Cartografía (ICGC).

Sin embargo en el mapa de Denuncios Mineros de 1953 de la Bethlehem Iron Co aparecen 338 objetivos. No se pudo conocer nunca él porque de la diferencia del número de objetivos entre el mapa del USGS con 155 y este con 338 ( $338-155=183$ ).

## MATERIALES Y METODOS

Cuando se preparó el Proyecto de revisión de antiguas Minas y Yacimientos de cromitas, se concibió por los autores introducir estos nuevos 183 objetivos que no aparecen en los anteriores documentos señalados, pues los mismos no necesariamente estaban agotados o eran pequeños por sus dimensiones, pero era una información importante pues señalaba la localización de los mismos, donde una importante información geológica de agrupamiento o alineación de dichos objetivos no se contaba. Por esta causa se le introdujo a este mapa el sistema de coordenadas Lambert Cuba Norte, haciendo coincidir pueblos, entronques etc. de este mapa con coordenadas conocidas de las hojas de 1:50000 del ICGC.

Este trabajo trajo errores propios del sistema empleado, pues en los 183 nuevos puntos que no aparecían en el mapa del USGS debía existir un error de localización entre 100 –400 m, sobre todo en los bordes del mapa 1: 200 000. A esto hay que agregarle que en este mapa estaban localizados las áreas de los Denuncios, no las canteras o punto mineral, con lo cual si el Denuncio era muy grande y la cantera no estaba en su punto central (que es el que se toma) sino en sus extremos complicaba aún más la situación. No obstante el tener en un plano los 338 objetivos, aunque existiera cierto error era un gran adelanto, pues cuando el mismo fuera visitado para su localización nos apoyaríamos en las fotos aéreas 1: 38 000 en la cual son visibles las canteras y por lo tanto rectificaríamos su localización y coordenadas.

También se localizaron varios catálogos de la Bethlehem en los cuales se señalaban 145 yacimientos de la Bethlehem con el volumen de mineral extraído hasta el año 1943, información que se anexaba en las fichas cortas, pero de los 193 objetivos restantes se desconocían las cifras de extracción o si estos no habían sido explotados, de igual forma otro catalogo del año 1953 y de la misma campaña se tomaron los datos de "Relación de todas las Minas de esta división, con sus características y localización en el Real State Map N21- 21E-500 el Mapa referido anteriormente y "Análisis químico de las Minas de esta división (75) no explotadas o explotadas en parte.

En la primera relación aparecen 270 denuncios mineros pertenecientes a la Bethlehem y al mismo tiempo pueden ser sacados por nosotros del mapa 1: 200 000 (N 21 –21E -500); las coordenadas de 58 denuncios que no pertenecían a esta compañía (Minas ajenas) con lo cual daba un total de  $270 + 58 = 328$  denuncios. Esta cifra de 58 denuncios fue sacada de un listado de Minas que no se encontraban en el mapa 1:50 000 del USGS de Flint y Albear y los catastros. Si a la cifra de 328 denuncios se le agregaban los nuevos denuncios descubiertos posteriormente a 1953, tales como Victoria I, Victoria II, Rosita, Ferrolana A, Anomalía Porvenir, etc., se alcanza la cifra de 338 denuncios por nosotros manejado.

## DESARROLLO

A partir del análisis de cada uno de los yacimientos se realizaron dos grupos de fichas divididas en cortas y largas.

Las fichas cortas fueron divididas en dos grupos y por orden alfabético, el primero con 155 objetivos los que aparecen en el mapa del USGS 1:50 000 y el segundo grupo que no aparece en dicho mapa pero sí en el mapa de denuncios mineros de la Bethlehem 1:200 000 y en los cuales como se dijo anteriormente se desconoce porque no se incluyeron en el mapa antes señalado.

Hay que decir que a estos últimos se les calculo las coordenadas en el mapa de Denuncios 1:200 000. En los documentos de Bethlehem anteriormente descritos se señalaban los contenidos promedios de los componentes útiles y acompañantes, el estado de su extracción hasta 1953, así como la cantidad de mineral extraído, toda esta información era para las Minas de la Bethlehem, para los otros propietarios tales como Lavino o Mina Cubana no aparecen o fue encontrada posteriormente a 1959

pero de forma muy parcial, como los informes de Carlos Castro del Departamento de desarrollo del Instituto Nacional de la Reforma Agraria.

Así los Yacimientos, Denuncios o Puntos de mineralización se clasifican de la forma siguiente hasta 1953:

Totalmente explotados 195

Parcialmente explotados 16

No explotados 59

TOTAL 270

Como se ve en este listado hay solo de la Bethlehem 115 ( $270-155=115$ ) objetivos que no aparecen en el mapa USGS. Pero si a esto le agregan aquellos objetivos no señalados en este listado pero que si aparecen en el mapa 1: 200 000 como "Minas ajenas" (58) o nuevos descubrimientos posteriores a 1959 ( $\pm 10$ ) el Listado es:

Totalmente explotados: 195

Parcialmente explotados: 30

No explotados: 61

Se desconoce su explotación: 52

TOTAL 338

Creemos que aún hay más de 338 Yacimientos, Puntos y Denuncios, los datos los hemos encontrado de forma esporádica pero no sistematizada, hay informaciones que sitúan el número en más de 400 objetivos pero no los nombran o ubican, de cualquier forma este trabajo trata sistematizar el mismo.

A partir de la experiencia reunida en los años de trabajo (1963-64; 1986-1993) se ha podido llegar a importantes conclusiones:

- Se mostró que la gravimetría solo en un 10% sus anomalías pertenecen a cuerpos de cromitas, y estos deben ser muy grandes o cercanos a la superficie. (Trabajos geofísicos de Nettleton 1942; Richter y Davis 1956; GMC 1986-1992).
- Los factores mineros históricos y geológicos son más efectivos, ya que los Yacimientos groseramente están alineados en dirección E-O línea (Camagüey- Caridad ) y NO (Victoria-Aventura), cercanos a los contactos de los complejos Peridotítico y Cumulativo. En las cercanías de antiguos Yacimientos de dimensiones de 50 000 ton a 100 000 ton hay más posibilidades de encontrar otros cuerpos minerales (Camagüey; Victoria, Lolita, etc).
- En las antiguas canteras (Ferrolana, Porvenir, Virtudes, etc) deben quedar restos de mineral en el piso pero desaguarlas es un proceso largo y caro y al final no se sabe que cantidad de recursos quedan. Solamente perforando en los bordes de las canteras con máquinas que alcancen ángulos de inclinación entre 45 y 60 grados se podría lograr esto (p.e Aventura). Estos yacimientos fueron categorizados "como no continuar los trabajos" dada la incertidumbre.

En estos momentos hay una serie de Yacimientos y manifestaciones que presentan recursos Indicados e Inferidos y están descritos en las fichas largas. En algunos de ellos su profundidad y volumen de recursos los limitan.

En las fichas cortas están las antiguas Minas, Yacimientos, Puntos de mineralización denuncios. Se ha tratado de darles una conclusión o categoría a los mismos basándonos en la revisión efectuados a los Puntos, en cada una se da una recomendación, de que hacer, considerando las condiciones actuales de país así como de mercado, con la información antigua recopilada de antes del 1959 y posterior a esta fecha.

Las categorías o conclusiones son las siguientes:

a) Visitar (revisión en el campo).

b) No continuar los trabajos.

- c) Mantener como perspectivas (por sus recursos evaluados en diferentes grados).
- d) Comenzar los trabajos mineros.

Los objetivos que se deben “Revisar” son aquellos que no fueron explotados (de cualquier dimensión) a causa del bajo contenido de  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  o alta  $\text{SiO}_2$ , o estaban muy distantes, o no hubo acuerdo entre las compañías extractoras y los dueños del terreno, o fueron o parcialmente extraídas. También hemos considerado a pesar de la poca información que contamos una fuente de materia prima que en los años 20 –40 del siglo pasado se utilizó que es el “cromo flotante”. En nuestras visitas vimos áreas con relativa abundancia del mismo. En el informe de T. Thayer de 1941 le dio gran valor aunque no sabemos que parte de este mineral fue extraído entre 1941- 47

Los objetivos categorizados como “No continuar los trabajos” son aquellos en que ya se hizo exploración o prospección son negativos o fueron extraídos y no se sabe si de forma parcial o total o aquellos que según fuente de la Bethlehem Iron Mining Co de 1953 están totalmente agotados

Los categorizados como “Perspectivos” son aquellos en que se realizó la Exploración o Prospección y se conocen sus recursos “Indicados” o “Inferidos”, aunque pueden estar a profundidades mayores de 25 metros de la superficie.

## RESULTADOS

A partir de aquí y utilizando la base de datos se incrementa la información. En primer lugar se define en cada objetivo su futuro y se ha llegado a estas conclusiones basándose en el trabajo de campo (no terminado), la información de la Bethlehem Mining Iron Co y los trabajos posteriores.

Se agregan las tablas siguientes:

- ♣ Depósitos con dimensiones originalmente mayores de 100 000 ton.
- ♣ Depósitos con dimensiones originalmente mayores 10 000 - 100 000 ton
- ♣ Depósitos con dimensiones mayores 1000 – 10 000 ton
- ♣ Depósitos con dimensiones originalmente menores de 1000 ton
- ♣ Depósitos con dimensiones desconocidas
- ♣ Depósitos mayores de 100 000 ton totalmente explotados
- ♣ Depósitos de 10 000 - 100 000 ton totalmente explotados
- ♣ Depósitos de 1000- 10 000 ton totalmente explotados
- ♣ Depósitos menores de 1000 ton totalmente explotados.
- ♣ Depósitos de dimensiones desconocidas totalmente explotados.
- ♣ Depósitos mayores de 100 000 ton parcialmente explotados
- ♣ Depósitos de 10 000 - 100 000 ton parcialmente explotados
- ♣ Depósitos de 1000- 10 000 ton totalmente explotados
- ♣ Depósitos menores de 1000 ton parcialmente explotados.
- ♣ Depósitos de dimensiones desconocidas parcialmente explotados.
- ♣ Depósitos mayores de 100 000 ton no explotados
- ♣ Depósitos de 10 000 - 100 000 ton no explotados
- ♣ Depósitos de 1000- 10 000 ton no explotados
- ♣ Depósitos menores de 1000 ton no explotados.
- ♣ Depósitos de dimensiones desconocidas no explotados.
- ♣ Depósitos mayores de 100 000 ton sin información sobre su explotación
- ♣ Depósitos de 10 000 - 100 000 ton sin información sobre su explotación
- ♣ Depósitos de 1000- 10 000 ton sin información sobre su explotación
- ♣ Depósitos menores de 1000 ton sin información sobre su explotación.
- ♣ Depósitos de dimensiones desconocidas sin información sobre su explotación.
- ♣ Ficha larga resumen del yacimiento Camagüey II

- ♣ Ficha larga del yacimiento Ferrolana A
- ♣ Ficha larga del yacimiento Victoria I
- ♣ Ficha larga del yacimiento Victoria II
- ♣ Ficha larga del yacimiento Mamina
- ♣ Ficha larga del yacimiento Rosita
- ♣ Ficha corta de los 338 Minas, Yacimientos y Puntos de mineralización, denuncios.
- ♣ Mapa a escala 1: 100 000 de todas la dimensiones de Yacimientos o manifestaciones parcialmente explotados
- ♣ Mapa a escala 1: 100 000 de todas dimensiones de Yacimientos o manifestaciones no explotados.
- ♣ Mapa a escala 1: 100 000 con todos los denuncios Yacimientos, Puntos de mineralización, Mina y su nombre.

Como se ve todos aquellos Yacimientos o manifestaciones recogidas como parcialmente explotados o no explotadas incluyen las mayores perspectivas de posibles recursos a explorar o explotar.

## BIBLIOGRAFIA

- Castro Carlos. 1959, Minas de cromo en Camaguey. Compañía minera Básica y Sr. Isaac Barreiro (Minas Almendares, Porvenir, Ferrolana, Victoria, Lolita, Aventura). .
- F. Fackental. 1946, Informe sobre las propiedades mineras de la Cuban Mining Company en la provincia de Puerto Príncipe (Camaguey).
- Flint Delas E , de Albear Francisco Jesús.1946. Geología y depósitos de cromita del distrito de Camaguey.(Boletín geológico 954-B).
- Medvedkov V. I. et al, 1962, Informe sobre los trabajos de exploración geológica realizados en el yacimiento de cromitas "Camaguey II" .
- Nettleton L. L.et al. 1942, Prospecciones gravimétricas para cromita, distrito de Camaguey realizados en la áreas Aventura; Camaguey, La Nona, Oriente, Ofelia y otros denuncios mineros.
- Iturralde Vinent Manuel, Thieke H. U et al 1986, Informe sobre los resultados del Levantamiento Geológico complejo 1:50 000 y sus búsquedas acompañantes del polígono CAME III. 1981-87. Camaguey.
- H. Rivera.. Actualización del catastro de yacimientos, manifestaciones, minerales y puntos de mineralización de las provincias Ciego de Avila -Camaguey-Las Tunas.



# INFLUENCIA DE LA EVALUACION GEOMECAÁNICA EN LA SUSTENTABILIDAD DE LAS EXTRACCIONES DE MÁRMOL

**Rafael Falero Salgado<sup>(1)</sup>, Maria del C Ferrer Texidor<sup>(2)</sup>, Antia Luna Vázquez.<sup>(2)</sup>**

(1) Oficina Nacional de Recursos Minerales Santiago de Cuba, Carr. Central no 426, telef640566, email: [falerolab@geominera.co.cu](mailto:falerolab@geominera.co.cu), [rfalero2002@yahoo.com](mailto:rfalero2002@yahoo.com)

(2) Empresa Geominera Oriente. Carretera de Siboney Km 2 ½ Altura de San Juan Santiago de Cuba. Cuba. Email: [mcferrer@geominera.co.cu](mailto:mcferrer@geominera.co.cu) y [aluna@geominera.co.cu](mailto:aluna@geominera.co.cu)

## RESUMEN

Entre los problemas actuales más significativos en la explotación de la roca ornamental se enumeran los siguientes:

1. Bajos rendimientos en la extracción de mineral.
2. Excesivos volúmenes de residuales, con difícil manipulación y ocupación de grandes áreas.
3. Altos gastos de materiales, equipos especializados y otros recursos, que se consumen en este tipo de trabajo.
4. Impacto ambiental significativo (volúmenes de residuales, impacto visual), destrucción de grandes zonas, contaminación por lodos, etc.)

Entre las causas que favorecen estos problemas consideramos los siguientes:

Insuficiente investigación geológica del yacimiento. (Investigación Preliminar y de Detalle); Insuficiente investigación de las características mecánicas y de alterabilidad; Premura por el inicio de las labores de explotación. (Moda de las variedades).

A partir de los resultados satisfactorios obtenidos en la aplicación del Método de Evaluación Geomecánica RMR, realizado simultáneamente con la evaluación de recursos geológicos para yacimientos de minerales metálicos, se propone un procedimiento similar, para la evaluación geomecánica de las Rocas Ornamentales.

Objetivos básicos a obtener:

- Sostenibilidad minera, compromiso de forma cualitativa y cuantitativa del binomio responsabilidad ambiental –responsabilidad social en términos sociales, ecológicos y económicos. Con la consecución efectiva de las metas.
- Lograr una óptima utilización de la existencia de los testigos de perforación geológica, con fines geomecánicos, que se obtienen durante la ejecución investigativa de la viabilidad de un depósito mineral
- Definir los dominios geólogo-estructurales del macizo rocoso existentes y de ellos, seleccionar los óptimos. (áreas con la calidad necesaria, para ser explotadas, con altos rendimientos).
- Complementar los métodos de evaluación de rocas ornamentales, para lograr mayor calidad en la definición de la cuantía de los recursos minerales.
- Disminuir la cantidad de mineral extraído para la construcción, con indicadores de calidad por debajo del límite inferior.

Disminuir las afectaciones al medioambiente al reducirse significativamente las áreas a ser sometidas a la explotación, la cantidad de residuales y las áreas de escombreras, así como el volumen de las mismas.

El método fue avalado y reconocido por la firma consultora canadiense Spiteri Geological and Mining Consultants Inc. de Canadá, Ponencia Destacada Provincial en el XIV Forum de Ciencia y Técnica de Santiago de Cuba,

## ABSTRACT

During the execution of the exploitation of stone we have several problems, between other, very low yield coefficient, in consequence high lost of mineral (stone), and beside exist very strong environmental impact, with adverse effects. For all these problems the cost of mining works are very high.

One of the principal causes of this adverse panoramic were and deficient geology study, and especially the studies and the geomechanic evaluation of discontinuity, because the discontinuity are very important in the

explotation stone, as they condition the ratio and define the natural block. They also determine the direction of the quarry face and the working methods.

Recognizing the different homogeneous domains is the first work to do in and discontinuities study. Then basic parameters are measured and evaluated: orientations, sets, persistence, spacing and density (Jv). Others parameters related to natural block, shaped, , size and relative volume of useful block.

That it's why we recommend execute the geomechanic study of the mineral deposit of stone, because it permit design with more precisions the exploitation of stone, and obtain a good direction and dimensions of the quarry face and the working methods, minimized the effects of the environmental impacts and the all exploitation costs and permit obtain an real sustainable mining design.

## INTRODUCCIÓN

La proyección en cualquier etapa de una mina, requiere del conocimiento de las características geotécnicas o geomecánica del área, por cuanto apoya el establecimiento de los límites económicos en los diferentes sectores mineralizados, potencia de los equipos a utilizar y las características de los elementos de arranque, sean materiales, accesorios o equipos utilizados para este fin, los cuales son muy especializados además de costosos, para el trabajo en rocas ornamentales.

En los trabajos geológicos, para la evaluación de un yacimiento mineral se realiza un volumen considerable de perforaciones, las cuales son documentadas y estudiadas, sin embargo como resultado de ello no se brinda una evaluación del macizo rocoso, y por tanto no facilita los datos primarios preliminares elementales, para la proyección de los trabajos mineros.

El método recomendado es un procedimiento simplificado que reduce el tiempo requerido para la evaluación del testigo, normaliza la información con objetivos prácticos (observaciones y mediciones a testigos de perforación, la realización y evaluación de ensayos físico mecánicos y evaluaciones visuales del macizo rocoso) obteniéndose mayor volumen de información de las perforaciones en el proceso investigativo.

La evaluación geomecánica de las áreas de estudio es imprescindible e internacionalmente tomada en consideración los estudios de factibilidad para la explotación de un depósito mineral y más aun para la explotación de roca ornamental, cuya explotación es mas exitosa en la medida en que sean bien precisadas los dominios estructurales con bloques naturales de alto rendimiento industrial acorde a las exigencias del mercado.

Actualmente, los rendimientos en la explotación no superan el 15% (Ejemplo, de 20 000 m<sup>3</sup> extraídos anualmente solo pasan 3 000 a procesamiento y a la exportación.), el resto pasa a escombrera.

## MATERIALES Y METODOS

El método de evaluación que se propone con el objetivo de lograr sostenibilidad en las explotaciones de Roca Ornamental, se debe a que su implementación influirá significativamente de forma positiva en el medioambiente, en la económica, la cultural y la política de la zona en explotación.

Para ello, proponemos el estudio integral de las discontinuidades del macizo rocoso y otras características geológico mineras del mismo, para ello ejecutaremos los procedimientos que se describen más abajo.

## PROCEDIMIENTO

### 1. Documentación Ingeniero Geológica del testigo de perforación

El elemento fundamental de la investigación ingeniero geológica es el estudio del testigo de perforación, lo que permite valorar las condiciones y características mecánicas de la roca y del macizo rocoso.

Para poder realizar un trabajo evaluativo de la roca se propone un procedimiento, para la organización y recopilación de la información que se documenta en los testigos, según la tabla que recogerá la siguiente información y en el siguiente orden. Tabla 1

Los indicadores cuantitativos de RQD, Clase, Intemperismo, Dureza; Carácter de las grietas, y otros a utilizar, para evaluar las características geomecánicas, son indicadores aprobados por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas

**Tabla 1**

Se documentan los índices señalados más abajo.					
Intervalos		Según los intervalos de perforación.			
Descripción de los testigos		Características Ingeniero Geológicas			
Recuperación →		Perforado (metros)	Recuperado (metros)	%	
RQD		Sumatoria de los Segmentos con longitud mayor de 10 cm.		%	
Clase →		RQD desde 1 hasta 5 según Deere y Miller			
Intemperismo		AM desde 1 hasta 5 Clasificación según Intemperismo			
Dureza		Según su delesnabilidad			
Carácter de las grietas		Según las paredes	Según Separación	Según Relleno	Cantidad grietas

Para vaciar la información se propone un modelo Tabla No 2, con un formato determinado que recoge los parámetros descritos en la tabla No 1

Más abajo se refleja en un ejemplo el contenido de la tabla No 2

Ejemplo: Del procesamiento de la información realizada a los pozos, se abarcó una cifra superior a los 2200 m de longitud de testigos, se determinó la calidad de la roca en cada pozo y para cada perfil, ejemplo el perfil 0 + 75 W

La tabla No 2 incluye los siguientes parámetros generales, área o sector, No del Pozo, diámetro o tipo de perforación, ángulo del pozo, latitud y longitud, elevación, profundidad, sistema de perforación, para cada pozo y específicamente para cada sondeo (1-Intervalo, 2- descripción, 3- recuperación, 4- Índice RQD, 5- Descripción o Clase, 6- Intemperismo, 7- Dureza, 8- Carácter de las grietas)

**Tabla No 2** Zona Barita

No. Pozo: 617 Latitud \_\_\_\_\_ Profundidad: 40.0 m  
 Diámetro: NW-NQ Longitud \_\_\_\_\_ Sistema Perforación: Doble tubo  
 Ángulo: 90° Elevación \_\_\_\_\_

Interv.	Descripción	Recuperación	Índice RQD	Descripción	Intemperismo	Dureza	Carácter de las Grietas

		Perfo - rado. (m)	Recu pera- do. (m)	%	CM	%	Inter v.	Clase	o		Seg/ Pared de las grietas Abierta s	Según Separ. G. Abier	Relleno Grietas cerrada s	Cant. Gr X M
0.0-3.0	Material intemperizado. De 0.0 – 0.46 m es de color gris pardusco.  De 0.46 – 3.0 m cambia la tonalidad a gris amarillento.	3.0	1.20	40	0	0	-	RQD - 1	AM- 5	Delezn able.	-	-	-	-
3.0- 4.50	Toba de color gris verdoso	1,5	1,0	67	43	29	0-30 1	RQD - 4	AM- 5	Delezn able.	R. O	SA-4	ER-1 PR-4	4
4.50- 6.0	amarillento, alterada, argilitizada, sericitizada.	1,5	1.1	73	27	18	0-30 2	RQD - 1	AM- 5	Delezn able.	R. O	SA-4	ER-1 PR-4	
6.0-7.5		1.5	1.45	97	1,45	1,4 5	97	RQD - 5	Sano AM-1	Dura	R. P	SA-5		

## 2. Clasificación basada en el índice RQD.

El RQD (ROCK QUALITY DESIGNATION ) Deere es un índice obtenido de la recuperación de testigo y se define como el porcentaje de la longitud de testigo recuperado en trozos mayores de 10 cm. respecto a la longitud de sondeo, se utiliza para caracterizar la calidad de macizos rocosos.

A partir de el se establece una clasificación de los mismos.

Para las rocas ornamentales solo se emplearán los valores de RQD mayores de 75 %

A partir de la información levantada y procesada en la tabla No 2 se elabora la Tabla No 3 que describe la calidad de las rocas en los perfiles, constituyendo el primer paso para definir la calidad de la roca o sea caracterizar los dominios estructurales, desde el punto de vista de la calidad (agrietamiento natural) de la roca y discriminar de los recursos evaluados en la investigación geológica, los volúmenes con alto diaclasado, por lo que dejarían de ser considerados recursos geológicos.

En la tabla No 3, (resumida para rocas ornamentales), se definen las calidades de forma total y espacial, en base a ello se determinan las "potencias útiles posibles" a ser evaluadas como recursos por cada pozo y perfil. Esta tabla contiene subtablas, para la ubicación espacial de los intervalos de las discontinuidades, según las clases presentes.

De acuerdo a la tabla No 3 las clases preliminares con calidad, para las rocas ornamentales lo constituirán las que poseen Índice RQD de 71 hasta 100%, aunque no todos los intervalos pudieran ser considerados dentro de los recursos factibles de ser explotados.

**Tabla 3** Relación "RQD /calidad de las rocas" en el perfil 0 + 75 w

Índice RQD	Calidad de la roca	POZO X -1		POZO x		POZO X+1		POZO X+2		POZO		POZO		POZO X+ n		Total Perfil	
		m	%	m	%	m	%	m	%	m	%	m	%	m	%	m	%
75-90 RQD 4	Buena	12	30	4	11	15	30	16	27	15	22	20	24	5	22	88	24
91-100 RQD 5	Exce- lente	4	10	6	14	13	25	21	34	18	26	43	52	13	64	118	32
		40	40	40	25	50	55	37	61	33	48	83	76	21	88	365	56

**La Clasificación por la calidad según el RQD, se realiza para todo el deposito.** Todos los valores tabulados recomendados en el trabajo están aprobados por la IARM (Asociación Internacional de Mecánica de Rocas)

### 3. Clasificación por el Intemperismo

El fenómeno de intemperismo de las grietas no va a tener un peso específico significativo en la explotabilidad, pero si nos puede indicar sobre los fenómenos de existencia de Carso o de mala calidad de la roca en determinadas áreas y la exclusión de las mismas en el momento de evaluación de los Recursos. Este parámetro indirectamente facilitará criterios al evaluador, del Deterioro del mineral; conocido como (Dm.) y del Deterioro mineralógico medio, (Dx). Al evaluarse una zona con intemperismo, los valores tabulados será los mínimos.

### 4. Clasificación según las características de las paredes de las discontinuidades o grietas (estado)

Este parámetro no tiene una significación importante en la determinación de la explotabilidad del recurso mineral, sino por la presencia de la propia grieta, pero en la evaluación se considerará.

Tabla 4 Características de las paredes de las discontinuidades

CLASE	DESCRIPCIÓN
Rugosa Ondulada	Muy rugosa discontinua, bordes sanos y duros (30 P)
Rugosa Escalonada	Ligeramente rugosa, bordes sanos y duros (25 P)
Rugosa Plana	Ligeramente rugosa, bordes blandos (20 P)

### 5. Clasificación según la separación o abertura de las discontinuidades

En este parámetro se considerarán, para la evaluación, 3 clases

Tabla 5 Clasificación según la separación de las discontinuidades

CLASE	DESCRIPCIÓN	ABERTURA
SA 1	Muy cerrada	0,1 mm
SA 2	Cerrada	0,1 mm – 0,25 mm
SA 3	Parcialmente abierta	0,25 mm – 0,5 mm

### 6. Propiedades Físico – mecánicas

Para caracterizar preliminarmente las propiedades mecánicas de las rocas intactas, se tomarán muestras para realizarles ensayos a compresión simple, con muestras regulares y secas, elaboradas en un torno mecánico sus caras. Atendiendo a estos valores se evaluarán los tipos de rocas existentes en el depósito.

Tabla 6 Clasificación de las rocas según la resistencia a compresión. (Autores Deere y Miller)

CLASE	DESCRIPCION	Resistencia Rc kg/cm <sup>2</sup>
A V	RESISTENCIA MUY ALTA	> 2 250
B IV	RESISTENCIA ALTA	1120 - 2 250
C III	RESISTENCIA MEDIA	560 - 1120
D II	RESISTENCIA BAJA	280 - 560
E I	RESISTENCIA MUY ALTA	< 560

Tabla 7 características físico mecánicas de rocas ornamentales

Ensayos	Rocas ornamentales ligeras		Mármoles	Granitos
	Tobas Zeolitizadas	Rudstone(Calizas Coralinas biogénicas)		
Resistencia a la compresión( Mpa)	21	19	100	240
Resistencia a la flexión (Mpa)	9.08	2.68	12	20
Resistencia al desgaste( g/cm <sup>2</sup> )	0.4	0.3	0.15	0.1
Densidad (g/cm <sup>3</sup> )	1.59	1.65	2.5-2.8	2.75
Absorción (%)	12	13.4	0.07-2.5	0.9

Tabla 8 Requerimientos para su procesamiento (normas)

Ensayos	Rocas ornamentales ligeras	Mármoles	Granitos
Resistencia a la compresión( Mpa)	>15	>60	>130
Resistencia a la flexión (Mpa)	>1	4-8	> 8
Resistencia al desgaste( g/cm <sup>2</sup> )	< 0.7	< 0.2	< 0.2
Densidad (g/cm <sup>3</sup> )	< 2	> 2.5	> 2.5

## 8. Presencia de agua freática.

Para el caso de las evaluaciones geomecánicas y otras definiciones como los dominios y otros, solo se consideran los macizos por encima del nivel freático por lo que a los efectos de la evaluación geomecánica se considerará el estado seco con una valoración de 15 puntos.

## DISCUSIÓN

### 7, Clasificación Geomecánica del macizo rocoso.



Además de los ensayos físicos - mecánicos se hace necesario caracterizar cuantitativamente la calidad del macizo rocoso, el cual se realiza empleando el método sudafricano, conocido como RMR Rock Mass Rating (Autor Bieniawski 1979).

Se seleccionó este sistema por ser uno de los más ampliamente divulgados y empleados para la estimación de la calidad del macizo rocoso y de los parámetros de proyección, para los cálculos de taludes y la estabilidad de los mismos. Permite el procesamiento estadístico, en lo cual radica una de sus ventajas por encima de los otros métodos.

Acorde a los valores levantados en el campo, testigos y laboratorios se procederá a valorar le macizo rocoso según tabla 9

**Tabla 9. Clasificación de Beniaowski RMR.**

Parámetros de Clasificación	Descripción	Valoración
1. Resistencia del material	Todos los valores del 1 al 4, se tomaran acorde al puntaje obtenido, de los resultados de las tablas arriba indicadas, acorde a esta tabla	
2. RQD %		
3. Espaciamiento de las diaclasas		
4. Estado de las diaclasas		
5. Presencia de agua subterránea	Valor máximo 15 puntos	No debe existir presencia de agua en la zona evaluada
<b>Valor Preliminar RMR</b>		

Obtenidos el valor del RMR, se procederá a definir el resumen de la evaluación, acorde a la Tabla General 10 propuesta por el método.

**Tabla 10 Resumen de La calidad del Macizo Rcoso**

VALORACIÓN	RMR
<b>CLASIFICACIÓN</b>	
<b>DESCRIPCIÓN</b>	
<b>COHESION</b>	
<b>ANGULO DE FRICCION</b>	

Determinado las calidades del macizo en las diferentes áreas de la zona investigada, se procederá a la determinación de otros parámetros geomecánicos, así como los dominios geoestructurales espacialmente y se establecerá en base a ello el modelo geomecánico del macizo rocoso.

Concluido esto, se definirán las zonas optimas de explotación, la dirección y sentido de la extracción, los diferentes niveles a extraer, la exclusión de zonas desfavorables y las características y potencias de los elementos de corte.

Todo esto redundará en una explotación sostenible, trabajándose exclusivamente las áreas con potencialidades positivas, con el consecuente beneficio desde el punto de vista de la Sostenibilidad de la región, mejorando todos los indicadores medioambientales, tecnológicos y económicos.

## CONCLUSIONES

- La propuesta con mínimos gastos adicionales de recursos financieros y de tiempo, garantiza un conocimiento mucho más detallado del macizo rocoso y muy especialmente para la definición de las zonas a explotar.
- Se logra la Sostenibilidad minera, consistente en el compromiso de forma cualitativa y cuantitativa del binomio responsabilidad ambiental –responsabilidad social en términos sociales, ecológicos y económicos. Con la consecución efectiva de las metas.
- Lograr una óptima utilización de la existencia de los testigos de perforación geológica, con fines geomecánicos, que se obtienen durante la ejecución investigativa de la viabilidad de un depósito mineral.
- Definir los dominios geólogo-estructurales del macizo rocoso existentes y de ellos, seleccionar los óptimos. (áreas con la calidad necesaria, para ser explotadas, con altos rendimientos).
- Complementar los métodos de evaluación de rocas ornamentales, para lograr mayor calidad en la definición de la cuantía de los recursos minerales.
- Disminuir la cantidad de mineral extraído, con indicadores de calidad por debajo del límite inferior de calidad. (Menores volúmenes de escombreras y de manipulación de materiales inservibles)

## BIBLIOGRAFIA

- Brown E.T. Edt 1978 Rock Characterization testing, and minitoring ISRM suggested methods, Pergamon Press
- Lombardero. M. y Toyos J. M. 1987, Investigación de Pizarras ornamentales en la provincia de Guadalajara. 2da Fase Centro Documental del ITGE España.
- Muñoz de la Nava, P. et al 1989, Metodología de investigación de Rocas Ornamentales: Granitos. Boletín Geológico Minero Vol 100-3 p 433 453
- Lopez J. C. 1995. Manual de Rocas Ornamentales (Prospección explotación, elaboración y colocación. Madrid Entorno Gráfico y Graficas Arias Montano SA

## PROCEDIMIENTO DE CÁLCULO PARA LA DETERMINACIÓN DE PÉRDIDAS EN SALINA

**Anolan Díaz Fernández<sup>(1)</sup> Miguel Ángel Anaya Alfonso<sup>(1)</sup>, Antonio Sanabria <sup>(1)</sup>**

*(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero - Metalúrgica ( CIPIMM ), Carretera de Varona # 12028 Capdevila, Boyeros, Ciudad de La Habana, Cuba, CP – 11800, E-mail cipimm@ip.minbas.cu*

### RESUMEN

Toda la sal que se consume en nuestro país se produce en salinas que aplican la tecnología de la evaporación solar. Este proceso ha sido objeto de estudio, análisis y diagnóstico tecnológico en investigaciones realizadas en el CIPIMM que han conllevado la necesidad de revisar y actualizar su forma de contabilización.

En el presente trabajo se propone el método de cálculo del balance de materiales y de las pérdidas de sal a partir de los datos que informa actualmente la salina sobre el cristalizador, que recoge toda la historia de la producción desde la alimentación inicial del cristalizador, volumen de salmuera concentrada, densidad, el número de veces que se realimenta al cristalizador hasta que la sal cristaliza, las sucesivas operaciones de desagüe y extracción y la determinación de la sal cristalizada, extraída, pesada y contabilizada para un determinado cristalizador.

Se propone introducir en las salinas parámetros reconocidos internacionalmente que informan sobre la cantidad de agua de mar de 3,5 °Be y de salmuera concentrada de 24 °Be consumidos para la producción de 1 ton de sal.

La aplicación de estos indicadores a las salinas cubanas de la zona de Guantánamo arrojan valores de 64 m<sup>3</sup> de agua de mar y de 7m<sup>3</sup> de salmuera de 24°Be sobre 1t de sal extraída, valores similares al promedio a nivel internacional.

La confección de una hoja de Excel destinada a facilitar su introducción en la salina permite la ejecución simple y en tiempo mínimo de los cálculos previstos sobre la base de los datos que tradicionalmente se controlan en la salina.

### ABSTRACT

### CALCULATION PROCEEDING OF LOSS DETERMINATION IN SALT PLANTS

All the salt consumed in our country is produced in the salt plants that apply the solar evaporation technology. This process has been the object of study, analysis and technological diagnosis in researches carried out in CIPIMM that have led to the need of checking and updating the way they are accounted.

This work proposes a calculation method of the balance of materials and of the salt loss based on the data the salt plant reports at present about the crystallizer, which gathers all the history of the production from the initial feeding of the crystallizer, the volume of concentrated brine, density, the number of times the crystallizer is fed to the moment the salt crystallizes, the successive operations of drainage and extraction and the determination of the crystallized salt, extracted, weighted and counted for a determined crystallizer.

It is proposed to introduce in the salt plants the internationally known parameters that inform the quantity of sea water of 3,5 °Be and of the concentrated brine of 24 °Be consumed to produce 1 ton of salt.

The application of these indicators in the Cuban salt plants in Guantánamo, give values of 64 m<sup>3</sup> of sea water and 7 m<sup>3</sup> of brine of 24°Be for 1 ton of salt extracted, values similar to the international average level.

To prepare an Excel document to facilitate its introduction in the salt plant permits the simple execution and in a minimum period of time, of the foreseen calculations, based on the data that are traditionally controlled in the salt plant.

## INTRODUCCIÓN

El agua de mar constituye un recurso natural abundante, al parecer inagotable y en el que, en las decenas de años que llevamos produciendo sal en Cuba por la tecnología de la evaporación solar, desde el punto de vista económico, como recurso y social apenas hemos reparado en su valor, si lo podemos usar, desperdiciar o contaminar sin afectación alguna.

Se conoce que el proceso de obtención de sal produce la contaminación del ambiente por el vertimiento de las salmueras con altas concentraciones de sales al mar provocando afectaciones negativas al ecosistema. Es fácil demostrar no obstante que el tema de la contaminación está siendo estudiado y que se proponen soluciones tecnológicas de diversa índole y se invierten recursos para mitigar sus efectos.

Profundizando en este análisis surgen dos interrogantes a las sentencias iniciales, ¿es en realidad tan abundante y tan inagotable el agua de mar?. La respuesta desde el punto de vista global es evidente, sencilla pero haciendo un simple análisis sobre la salina, podemos inferir que esta siempre tiene una ubicación fija y definida en un territorio, se nutre del agua de mar que la rodea, que está en sus alrededores, cuenta para su operación con estaciones de bombeo, luego la abundancia e inagotabilidad se vuelven relativas cuando además sabemos que alteramos con los vertimientos de residuales sus características y el propio ecosistema marino de donde se alimenta.

Los gastos de la producción de sal, digamos hasta el proceso de cristalización están dados principalmente, por el tiempo de bombeo de agua de mar hacia las lagunas de la salina, por el mantenimiento que requieren estos equipos y por el consumo de corriente eléctrica de los mismos y los gastos relacionados con el personal: el bombero, el muestrero. Si analizamos los gastos en que incurre el proceso nos damos cuenta que los gastos están centrados, hasta este punto del proceso, en el bombeo del agua de mar, responsable de la garantía de la alimentación, de la entrada de agua de mar a la salina para producir sal. Pero en realidad, aprovechamos eficientemente el agua de mar que consumimos, que gastamos en la salina?

El agua de mar en nuestro país no es un recurso que se paga. En algunos países capitalistas, este recurso, tienen un valor, y las empresas pagan un precio por su consumo, es un parámetro que se controla y existen indicadores conocidos internacionalmente que identifican hasta que punto se aprovecha eficientemente o no el agua de mar, se conoce en base al contenido de sal del agua de mar y al nivel de producción de sal, la cantidad de agua de mar que se consumió para su producción. Sobre la base de la determinación de los índices consumo de agua de mar por ton de sal extraída, de consumo de salmuera de 24 °Be por sal cristalizada, es que proponemos el método de cálculo del balance de las salinas utilizando los datos existentes en las mismas para el control de la cristalización y la extracción.

La introducción del balance de salinas en las Salinas Cerro Guayabo y Frank País de Empresas Salineras de Guantánamo significó un paso de avance importante en el proceso productivo. La introducción de estos nuevos parámetros de control permite además detectar deficiencias de operación y contabilización de la sal producida y comparar la operación que se realiza con otras salinas e incluso en el ámbito internacional.

## DESARROLLO

Se estudió el proceso de producción de sal en la salina, entradas y salidas, su control técnico, desde la alimentación de agua de mar a las lagunas de evaporación hasta la operación de extracción de los cristalizadores.

Se comprobaron los puntos de muestreo, se analizó el Reporte de operación del cristalizador que contiene datos primarios tomados directamente del cristalizador, valores de parámetros, mediciones y resultados de muestras tomadas del proceso. El resultado del estudio realizado y del análisis de los datos reflejados en el Reporte permitió elaborar una propuesta de balance de materiales para la salina partiendo del consumo del agua de mar, la medición de volumen de salmueras desaguadas y de la sal producida (cristalizada, extraída y contabilizada) y la introducción de nuevos parámetros, indicadores de consumo y eficiencia.

Para facilitar su introducción en las salinas se elaboró una Hoja de Excel que contiene las formulas y combinaciones matemáticas necesarias para realizar los cálculos pertinentes.

La Hoja de cálculo consta de dos secciones:

En la primera se reportan los datos obtenidos directamente durante la alimentación y realimentación del cristalizador, los datos de altura y densidad correspondiente con los que los operadores están familiarizados. En las últimas columnas de esta sección aparecen los resultados del balance.

En la segunda sección los operadores registran los datos obtenidos durante la operación de desagüe del cristalizador, mediciones de altura y densidad de las salmueras y de la sal cristalizada. En las últimas columnas aparecen los resultados del balance, parámetros y pérdidas.

La hoja de cálculo facilita la obtención de resultados favorables, buscando garantizar su uso por el personal que opera la salina con un diseño simple y de fácil comprensión. Anexo 1. Tabla I. Balance Cristalizador Salina Cerro Guayabo

Tabla II. Resumen del comportamiento general del balance de todos los cristalizadores de la salina Cerro Guayabo.

## RESULTADOS

Como resultado del trabajo:

Se logra determinar las pérdidas utilizando la información de los cristalizadores existente en la salina.

Permite identificar puntos de pérdidas en el proceso y errores en la operación no detectados hasta entonces tales como:

- ✓ Sal asignada a un cristalizador no extraída de este,
- ✓ volúmenes de licor que no se corresponden con la lógica de la operación,
- ✓ decisión de llenar o desaguar cristalizadores con los grados Baumé inadecuados, entre otros.
- ✓ Identificación de oportunidades de mejora en el proceso de cristalización y disminución de pérdidas.

La Tabla 1, presenta los resultados de la aplicación de la hoja de cálculo a datos del cristalizador A de la salina Cerro Guayabo y la Tabla II presenta un Resumen del comportamiento de la salina Cerro Guayabo en general.

## CONCLUSIONES

1. Se propone un método para realizar el balance de la salina y la determinación de pérdidas sobre la base del consumo del agua de mar, la introducción de parámetros internacionales y el procesamiento de los datos del reporte del cristalizador.
2. Se ratifican los puntos de muestreo y la toma de los datos primarios que actualmente se controlan como fuente del suministro de datos para la ejecución de los cálculos.
3. Se cuenta con una hoja de Excel que permite realizar el cálculo del Balance de materiales y pérdidas de la salina con buenos resultados.

4. Se identifican oportunidades de mejora y elevación de la Eficiencia de la salina y del sistema de gestión de la calidad

## RECOMENDACIONES

1. Divulgación y capacitación del personal de la planta en el uso y aplicación de la hoja de cálculo del balance de materiales para su implantación.
2. Dotar de los medios electrónicos que garanticen su aplicación
3. Enriquecer y fortalecer el procesamiento de datos del SGC para la toma de decisiones.
4. Incluir la hoja de cálculo como parte de la medición del proceso del Sistema de gestión de la calidad.

## BIBLIOGRAFÍA

Manual de la Organización de la producción, MINBAS

ISO 9001: 2000 Sistemas de gestión de la calidad. Requisitos

Proyecto 221. Introducción de mejoras tecnológicas y de calidad en el proceso de obtención de sal.-  
Diagnósticos tecnológicos Planta de elaboración.



**Salina**  
**Tabla I CerroGuayabo**

**Cristalizador: A Area 15800**

**Sal**  
**crist 2410 t**

Alimentac+Realimentac								Desague							
Fecha	H	Be	%Red	m3 24 oBe	m3 3.5 oBe	m3/t 3.5oBe	m3/t 24oBe	H	Be	%Red	Kg/m3	m3 24oBe	m3 3.5oBe	t Sal perdida	% Sal perdida
02-Feb	6	24.7	88.6	948	8315.8										
18-Feb	2	23.8	88.3	316	2700.9										
04-Mar	4	24.2	88.5	632	5495.7										
12-Mar	3	25.6	89.5	474	4514.3										
19-Mar								10	27.8	95.3	17.003	1580	33617	26.865	
20-Mar	10	25.5	89.4	1580	14905.7										
29-Mar	4	25.6	89.5	632	6019.0										
02-Abr								12	26	90	152.4	1896	18960	288.94	
<b>16-Abr</b>	19	24.7	88.6	3002	26333.3										
01-May								13	25.6	89.5	159.22	2054	19562	327.04	
<b>03-May</b>	15	23	87.8	2370	19426.2										
17-May	5	24	88.4	790	6810.3										
09-Jun	4	23.8	88.3	632	5401.7										
06-Jul	7	23.8	88.3	1106	9453.0										
21-Jul	5	24.5	88.5	790	6869.6										
09-Ago	8	24	88.4	1264	10896.6										
19-Ago	4	22.7	87.6	632	5096.8										
01-Sep	3	25.3	88.7	474	4194.7										
18-Sep															
Total/Prom	99	24.347	88.56	15642	136433.5	<b>56.61</b>	<b>6.49</b>	35	26.47	91.6		5530	65833	<b>642.84</b>	<b>26.67</b>

Tabla II . Resumen del comportamiento general del consumo de agua de mar, salmuera concentrada y las pérdidas en la salina Cerro Guayabo.

Salina Cerro Guayabo.															
Alimentac+Realimentación									Desagüe						
Crist	H	Be	%Red	sal cristaliz	m3 24 °Be	m3 3.5 °Be	m3/t 3.5 °Be	m3/t 24 °Be	H	Be	%Red	m3 24 °Be	m3 3.5 °Be	t Sal perdida	% Sal perdida
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
A	99	24.4	88.4	2410	15642	134845	55.9522	6.49	35	26.1	91	5530	61444	642.8	26.67
B	88	24.8	88.7	2025	15752	139398	68.8386	7.78	40	27	91	7160	79556	800.4	39.53
C	85	24.2	88.4	2706	18105	156078	57.6783	6.69	42	26.2	90.7	8961	96355	1214.3	44.87
D	62	24.1	88.4	3489	15252	131483	37.6849	4.37	30	27	93.6	7380	115313	613.6	17.59
E	99	24.4	88.4	1927	18315	157888	81.9346	9.50	32	27.4	94	5920	98667	321.3	16.67
F	94	24.3	88.4	1993	19834	170983	85.7917	9.95	31	28.1	95.6	6541	148659	183.1	9.19
Total	340	24.3	88.45	14550	102900	890909	61.2309	7.07	135	27.2	92.65	41492	641486	3775.5	25.95

Leyenda:

- 1 - Crist: Identificación de los cristalizadores de la salina Cerro Guayabo.
- 2, 11 - : altura de salmuera en la laguna, cm
- 3, 12 - ° Be: densidad de la salmuera
- 4, 13 - % Red: % de reducción del Volumen inicial de 3,5 °Be a 24 °Be
- 5 - Sal cristalizada: sal extraída y pesada
- 6, -13 - m<sup>3</sup> salmuera 24°Be: volumen de salmuera de alta densidad reportada como alimentada o realimentada al cristizador.
- 7, 14 - m<sup>3</sup> salmuera 3,5°Be: volumen de agua de mar calculada a partir de la reportada como alimentada o realimentada al cristizador
- 5- m<sup>3</sup> agua de mar 3,5°Be/tsal
- 6- m<sup>3</sup> salmuera 24°Be/tsal
- 15 – t sal: cálculo de sal producto del volumen por el contenido de sal reportado en la tabla a la densidad correspondiente
- 16 - % sal perdida: Relación porcentual entre la sal perdida y la sal extraída del cristizador.

### **Análisis de la tabla se infiere:**

Que los valores correspondientes al parámetro  $\text{m}^3$  agua de mar /t sal (columna 8) de  $\text{m}^3$  de salmuera  $24^\circ\text{Be}$ /t sal (columna 9) en los cristalizadores A, B, C, se asemejan a los niveles internacionales de este índice (entre  $65.7$  ( $26^\circ\text{Be}$ ) -  $57.8$  ( $25.7^\circ\text{Be}$ ) para agua de mar y entre  $6.2$  ( $25.7^\circ\text{Be}$ ) -  $7$  ( $26^\circ\text{Be}$ ) de salmuera de  $24^\circ\text{Be}$ .

Que el análisis del comportamiento de estos parámetros permite reflejar la operación normal y una buena contabilización en el proceso de producción. Desviaciones son índices de malas operaciones y control.

El valor del parámetro  $\text{m}^3$  agua de mar y  $\text{m}^3$  salmuera  $24^\circ\text{Be}$ /t sal en el cristalizador D es sumamente bajo, al contrario de los cristalizadores E y F que presentan valores superiores a 9 fuera totalmente de los valores de control. El bajo o alto índice de consumo de salmuera refleja que evidentemente se produjeron descontroles en la contabilización de los volúmenes de alimentación, realimentación o desagüe del cristalizador, o problemas en la asignación de sal extraída de un cristalizador a otro.

El parámetro de  $7 \text{ m}^3$  salmuera de  $24^\circ\text{Be}$  /t sal en el cálculo realizado para la suma de todos los cristalizadores confirma una operación normal de los cristalizadores considerados como un todo, corrobora las deficiencias que se produjeron en las anotaciones correspondientes.

Con relación a las pérdidas, la tabla refleja claramente el incremento de pérdidas en función de la densidad de la salmuera que se desagua. Los valores reportados para los tres primeros cristalizadores se asemejan a una operación factible y cercana a la realidad. Los valores reportados en los cristalizadores D, E, F, no son aceptables, corroborando errores en la contabilización.

De la tabla también se infiere que incumplir el valor de  $28^\circ\text{Be}$  para el desagüe acarrea un incremento de pérdidas innecesario y denota una mala operación.

### **CONCLUSIONES**

La incorporación de los parámetros  $\text{m}^3$  de agua de mar/t de sal extraída y  $\text{m}^3$  de salmuera concentrada /t de sal extraída y el balance permitirá el análisis del comportamiento de la operación de la salina y la comparación de los resultados con salinas dentro y fuera del país.

Utilizar los datos de la Historias de los cristalizadores para el cálculo de las pérdidas es representativo de la operación realizada y es factible calcular a partir de estos datos las pérdidas que se producen durante el proceso de cristalización.

La utilización de este balance permite identificar deficiencias de tipo contable en cuanto a flujos de salmuera con deficiente contabilización, y peso de sal extraída a cada cristalizador.

Con relación a las pérdidas, la tabla refleja claramente las consecuencias del incremento de pérdidas que se produce en función de la densidad de la salmuera que se alimenta o realimenta y que se desagua.

La aplicación de la hoja de cálculo viabiliza el análisis de la calidad de las operaciones realizadas ya que los datos reflejan los movimientos realizados en el cristalizador, permitiendo detectar operaciones no conformes en el proceso. Alimentaciones del cristalizador con salmueras de hasta  $24^\circ\text{Be}$ , y

desagües de salmueras de  $26^0\text{Be}$ . Tomando en consideración el contenido de sal para cada densidad. De la tabla también se infiere que incumplir el valor de  $28^0\text{Be}$  para el desagüe acarrea un incremento de pérdidas innecesario y denota una mala operación.

# LOMA DAGUILLA, ISLA DE LA JUVENTUD: EL FELDESPATO DE MÁS BAJO PUNTO DE FUSIÓN EN CUBA

Rolando González Arango

*Empresa Geominera Isla. Km 11/2 carretera a Geona Beach. Nueva Gerona. Isla de la Juventud*

## RESUMEN

Una materia prima feldespática de menor punto de fusión que las utilizadas actualmente en cerámica sanitaria, tiene la ventaja de que las piezas de piso y de pared que se fabrican (losas y azulejos) adquieran una mayor resistencia mecánica, puesto que se cuecen a una temperatura muy baja, en la que un feldespato común produce solo una incipiente fase líquida. Sin embargo, el feldespato de Loma Daguilla, en la Isla de la Juventud, tiene la rara cualidad de sinterizarse hasta absorción cero a partir de los  $1120^{\circ}\text{C}$ , temperatura muy cercana a la de cocción de las losas y azulejos ( $1100^{\circ}\text{C}$ ), lo que le ofrece una mayor ventaja que los tipos de feldespato conocidos, en cuanto a la producción de la fase líquida necesaria para el aumento de la resistencia mecánica de dichas piezas.

Geológicamente, el feldespato Loma Daguilla se encuentra en estrecha relación con la anfibolita, y la roca que lo contiene se ha descrito como la roca calcosilicatada Loma Daguilla, ambas integrantes del Grupo Gerona.

Los resultados tecnológicos de los ensayos de las muestras tomadas demuestran que la roca calcosilicatada de Loma Daguilla, que hasta ahora se había correlacionado con una roca parecida en los Cerros de San Juan, no son en realidad el mismo tipo de roca, puesto que la de este último lugar, a pesar de contener más  $\text{CaCO}_3$ , no funde a una temperatura tan baja como aquélla, aunque sí a más alta temperatura ( $1250^{\circ}\text{C}$ ) y de una manera muy enérgica.

## ABSTRACT

In the sanitary ware industry feldspar are used commonly as a flux, but in a common flagstone production, which is fired generally at  $1100^{\circ}\text{C}$  temperature that feldspar produces only a very little liquid phase. For that, it is much better if another low grade flux is used to transmit ceramic doughs more mechanic resistance by a major liquid phase production.

However, the Loma Daguilla feldspar, at the Isla de la Juventud Suoth Cuban region fuses itself strongly at  $1120^{\circ}\text{C}$  temperature with zero percent absorption, and in this form has more advantage than others ones.

Geologically, the Loma Daguilla feldspar is a chalcossilicatic rock which lies joint an amphibolitic rock, both belonging to the Gerona Group rock formations, likely as Cerros de San Juan chalcossilicatic rock.

The technological results obtained from both Loma Daguilla and Cerros de San Juan chalcossilicatic rocks talk about they are not the same rock, because in despite the second has more  $\text{CaCO}_3$  contents, do not fuses itself at  $1120^{\circ}\text{C}$  temperature as Loma Daguilla.

The Cerros de San Juan chalcossilicatic rock fuses itself strongly only at  $1250^{\circ}\text{C}$  temperature.

## INTRODUCCIÓN

El feldespato es una importante materia prima en la producción de cerámica y vidrio. En la primera, como fundente, lo cual permite, luego del enfriamiento, la formación de la piedra cerámica.

Es un alumosilicato alcalino y alcalino-térreo con una composición química estable, representada por cationes monovalentes y divalentes. Se dividen en feldspatos potásicos ( $\text{KAlSi}_3\text{O}_8$ ), cuyos principales representantes son la ortoclasa monoclinica y la microclina triclinica, y feldspatos sódico-cálcicos, representados por las plagioclasas, cuyos representantes extremos son la albita ( $\text{NaAlSi}_3\text{O}_8$ ) y la anortita ( $\text{CaAlSi}_2\text{O}_8$ ). De ellos, sólo tienen importancia cerámica la ortoclasa, la microclina, la albita, la oligoclasa, y en cierta medida, la andesina, plagioclasa esta última intermedia entre la albita y la anortita. Los restantes tres minerales de la serie de las plagioclasas (labrador, bitownita y anortita) suelen ser muy coloreados y más resistentes al fuego.



La fuente principal de los feldespatos es la pegmatita granítica, pero pueden ser obtenidos también de un numeroso grupo de rocas como, por ejemplo, el granito, la aplita, la arcosa, la albitita, etc.

En un sentido amplio, acorde con su aplicación técnica en la cerámica, se considera feldespato cualquier tipo de roca con un contenido de feldespato tal que en estado natural o enriquecida en dicho mineral mediante beneficio, sea capaz de fluir sometida a la acción del fuego, produciendo una coloración aceptable para la aplicación que se desee.

Teóricamente, el feldespato potásico comienza a fundirse entre 1170 y 1200°C, produciendo leucita más vidrio, según la ecuación:  $\text{KAlSi}_3\text{O}_8 \rightarrow \text{Q} + \text{KAlSi}_2\text{O}_6 + \text{SiO}_2$ , mientras que el feldespato sódico comienza la fusión entre 1100 y 1160°C. Pero lo más común es que el feldespato esté impurificado por mezclas entre sí (peritas) y por otros minerales, sobre todo cuando se emplea la roca sin enriquecimiento, por lo cual estos límites no son exactos. En la industria cerámica de la Isla de la Juventud, donde históricamente se ha empleado el feldespato Purnio, de Holguín (sódico) en piezas impermeables, la temperatura menor de horneado que se ha aplicado es de 1200°C porque se ha experimentado que en una dirección descendente, la capacidad de fusión disminuye sensiblemente. Las cualidades físico-químicas de los feldespatos dependen de las cualidades del catión presente. Generalmente, los feldespatos potásicos, en comparación con los sódicos, tienen un intervalo de gresificación más amplio, una menor tendencia a la deformación, una menor contracción al horneado, una mayor viscosidad de fundición, una mayor resistencia eléctrica, y una menor resistencia mecánica.

El feldespato sódico es de mejor transparencia y funde mejor.

La composición química teórica de los diferentes tipos de feldespato se observa en la Tabla I.

Tabla I. Composición química de los diferentes tipos de feldespato (tomado de Ocas y Carballo, In.)

Elemento	Ortoclase (%)	Microclina (%)	Albita (%)	Oligoclase (%)	Andesina (%)	Anortita (%)
SiO <sub>2</sub>	64,46	64,40	67,84	63,80	59,13	43,54
TiO <sub>2</sub>	0,02	0,77	0,01	0,00	0,02	Trazas
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	18,55	19,50	19,65	22,62	25,86	35,66
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,14	0,35	0,03	0,14	0,05	0,58
FeO	0,02	0,05	0,02	0,07	0,05	0,00
MgO	0,05	0,07	0,04	0,15	0,05	0,06
CaO	0,17	0,19	0,61	3,26	7,44	19,53
Na <sub>2</sub> O	0,49	4,19	11,07	9,89	6,89	0,26
K <sub>2</sub> O	16,07	9,40	0,27	0,05	0,32	0,02
Li <sub>2</sub> O	-	-	-	-	-	-
Rb <sub>2</sub> O	-	-	-	-	-	-
Cs <sub>2</sub> O	-	-	-	-	-	-
BaO	-	0,27	-	-	0,02	-
SrO	-	-	-	-	0,08	-
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	0,03	0,03	0,32	0,17	0,06	0,20

Una forma de determinar su resistencia al fuego es mediante la aplicación de una de las conocidas fórmulas de Schuen, resultando los valores recogidos en la Tabla II.

Dicha fórmula se expresa de la siguiente manera:  $\text{TF} (^{\circ}\text{C}) = 1580 + 4,4(\% \text{Al}_2\text{O}_3 - \% \text{R})$ , donde,  $\text{R} = \text{RO} + \text{R}_2\text{O} + \text{Fe}_2\text{O}_3$ . El contenido de todos los óxidos en la fórmula es teniendo en cuenta la resta de las pérdidas por ignición (p.p.i).

Tabla II. Grado de resistencia al fuego de los diferentes tipos de feldespato

Tipos de feldespato	Valor de resistencia al fuego ( <sup>o</sup> C)
Ortoclase	1587
Microclina	1602
Albita	1614





Oligoclasa	1620
Andesina	1628
Anortita	1647

Una regularidad que puede establecerse es que el peso mayor en la resistencia al fuego lo tiene el óxido de aluminio( $\text{Al}_2\text{O}_3$ ): cuando es mayor, el mineral resiste más el fuego antes de fundirse, y cuando es menor, el mineral resiste menos y es más fundente. En la Tabla I, los feldespatos más resistentes al fuego son la anortita y la andesina, que poseen un contenido de alúmina claramente mayor que el resto. En otras fórmulas, como la de la Regla de Nieuwenburg, se resalta claramente también el papel principal del óxido de aluminio.

El feldespato de la Isla de la Juventud es la roca calcosilicatada de Loma Daguilla, descrita por Millán(1997a y 1997b, en Furrázola-Bermúdez y Núñez, 1997). Se compone, según este autor, de plagioclasa básica y diópsido, fundamentalmente, y se encuentra en estrecha relación con paquetes de anfibolita, de mármol y de esquistos metaterrígenos(metaareniscas). En su composición incluye también calcita, al parecer, secundaria.

## MATERIALES Y MÉTODOS

Para conocer la capacidad fundente del feldespato de Loma Daguilla, se partió del análisis de su composición química y mineralógica y su comparación con la de feldespatos conocidos que se utilizan industrialmente, como el de Purnio(Holguín) y Pico Tuerto(Sancti Spiritus), realizando con ello el cálculo teórico de resistencia al fuego mediante una de las fórmulas de Schuen, y posteriormente ensayos de botón fundido a diferentes temperaturas, comenzando por  $1080^\circ\text{C}$ , hasta  $1160^\circ\text{C}$ . El ensayo de botón fundido se realizó utilizando cuerpos en forma de cono de material finamente triturado, sobre soporte cerámico. En un menor número de casos, se realizó en cápsulas también cerámicas.

Atendiendo a la composición química, era de suponer que el feldespato Loma Daguilla fuese más fundente, debido, fundamentalmente, a su mucho más bajo contenido de alúmina característico, y un contenido relativamente alto de cal( $\text{CaO}$ ), en gran parte asociado a la calcita, lo que fue corroborado en los ensayos de botón fundido.

En la Tabla III se muestra una composición química representativa de los tres tipos de feldespato antes mencionados, y en la Fig.1, el comportamiento de los feldespatos Purnio y Loma Daguilla ante el fuego a las temperaturas comprendidas entre  $1080$  y  $1160^\circ\text{C}$ .

Tabla III. Composición química característica de los feldespatos Purnio, Loma Daguilla y Pico Tuerto

Elemento	Feldespato Purnio (%)	Feldespato Loma Daguilla (%)	Feldespato Pico Tuerto (%)
$\text{SiO}_2$	73,66	71,85	75,42
$\text{Al}_2\text{O}_3$	15,00	7,28	13,61
$\text{Fe}_2\text{O}_3$	0,51	0,93	0,50
$\text{TiO}_2$	0,10	0,14	0,10
$\text{CaO}$	2,12	9,21	1,66
$\text{MgO}$	0,79	0,74	0,06
$\text{Na}_2\text{O}$	5,10	1,26	3,79
$\text{K}_2\text{O}$	0,97	2,19	3,92
P.p.i	1,75	5,62	0,48

## RESULTADOS Y DISCUSIÓN

Los feldespatos Purnio y Pico Tuerto son de origen pegmatítico granítico, mientras que el de Loma Daguilla es una roca calcosilicatada compuesta, al parecer, por una mayor variedad de minerales, entre los que se encuentran como principales, ortosa, andesina, cuarzo y calcita, y en menor cuantía,



anfíbol, moscovita, esfena, circón, rutilo y pirita. El contenido de feldespato puede ser, como mínimo, de un 25%.

La roca calcosilicatada Loma Daguilla pertenece, según Millán(1997b, en Furrázola-Bermúdez y Núñez,1997), al Grupo Gerona, compuesto por varias formaciones, cuyo protolito debe ser, en gran parte, un equivalente de las calizas del J<sub>3</sub> de la Cordillera de Guaniguanico, en Pinar del Río. El propio autor considera que la roca calcosilicatada Loma Daguilla es similar a la de La Reforma, la cual aflora en los Cerros de San Juan y se trata de una sucesión de rocas calcosilicatadas foliadas y bandeadas, con capas subordinadas budinadas de un mármol gris de grano medio, siendo también similares a unos paquetes contenidos dentro de la Formación Sierra Caballos.

La potencia visible de esta roca en los Cerros de San Juan es de decenas de metros. Su composición química parcial(Tabla IV) muestra un contenido de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> similar que la de Loma Daguilla, una disminución importante de la sílice y un aumento también elevado del Ca.

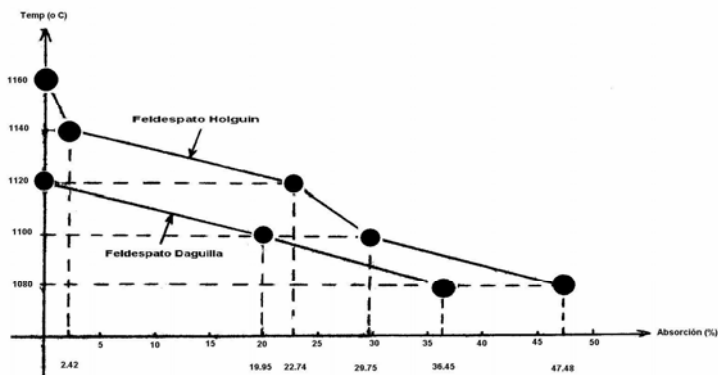
Tabla IV. Composición química de la roca calcosilicatada La Reforma, en los Cerros de San Juan

Elementos	Roca calcosilicatada Cerros de San Juan (%)
SiO <sub>2</sub>	48,74
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	10,60
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	3,46
FeO	N.d
TiO <sub>2</sub>	N.d
CaO	20,35
MgO	N.d
Na <sub>2</sub> O	N.d
K <sub>2</sub> O	N.d
P.p.i	13,86

N.d: No determinado.

En la Fig.1, se observa como cuando el feldespato Loma Daguilla alcanza un valor cero de absorción a 1120°C, con lo cual el botón fundido queda pegado al soporte y con brillo, el feldespato Purnio tiene aun un valor alto(22,74%), con lo que se demuestra lo que ya se veía en el análisis químico en el sentido de que el primero tiene un poder de fusión mucho mayor, que deberá ser aprovechado para formulaciones de pastas cerámicas de baja temperatura de cocción, o para el ahorro de esta materia prima en formulaciones de alta temperatura.

Fig.1. Comportamiento de la fusión de los feldespatos Purnio y Loma Daguilla a diferentes temperaturas





En el campo de las bajas temperaturas, como las de fabricación de artículos de losas y azulejos para pisos y paredes ( $1100^{\circ}\text{C}$ ), un feldespato con estas características produce una mayor cantidad de fase líquida, lo cual es más favorable para la humectación y posterior cementación de las piezas luego del enfriamiento, con lo cual aumenta su resistencia mecánica.

El feldespato Pico Tuerto no fue ensayado de esta manera, pero al comprobarse la correlación entre los resultados del análisis químico con los ensayos de fusión, queda demostrado que también este tipo de feldespato es inferior en poder fundente a Loma Daguilla. Por su parte, la roca calcosilicatada Cerros de San Juan, sometida a algunos ensayos de fusión en cápsulas de botón fundido, nunca se fundió por debajo de  $1200^{\circ}\text{C}$ , manteniéndose el polvo suelto. Sin embargo, a  $1250^{\circ}\text{C}$  se funde violentamente, dando un botón de color negro- carmelitoso brillante, con absorción cero y pegado al soporte.

El comportamiento anómalo del feldespato Loma Daguilla en cuanto a la fusión, en comparación con los feldespatos y rocas feldespáticas antes mencionados, así como en relación con todos los empleados hasta ahora en la industria cerámica cubana (se incluyen feldespatos chinos, españoles, etc.) sugiere hacer algunas conclusiones, como las siguientes:

1. Evidentemente que siendo el óxido de aluminio ( $\text{Al}_2\text{O}_3$ ) el que más influye en las propiedades de resistencia o no al fuego, y que éste se encuentra en el feldespato Loma Daguilla en el más bajo porcentaje entre todos los feldespatos examinados, esta es la causa objetiva principal que determina que dicho feldespato posea el mayor poder fundente.

2. Al analizar los óxidos fundentes principales en el análisis químico ( $\text{CaO}$ ,  $\text{MgO}$ ,  $\text{Na}_2\text{O}$  y  $\text{K}_2\text{O}$ ), se observa que en el caso de Loma Daguilla, el  $\text{CaO}$ , que expresa la presencia de calcita, evidentemente contribuye a la fusión, pero no debe ser un factor fundamental si se analiza que la roca calcosilicatada de los Cerros de San Juan posee mucho más (20,35%) y no manifiesta fusión por debajo de los  $1200^{\circ}\text{C}$ , como sí ocurre en el caso de Loma Daguilla (a  $1120^{\circ}\text{C}$ ). Debe ocurrir que en el caso de la roca de San Juan, probablemente la calcita se encuentra como un mineral desligado de la estructura cristalina de los feldespatos- en este caso, según resultados experimentales, el grado de fusión de la mezcla es bajo a bajas temperaturas- y en la roca de Loma Daguilla sea lo contrario. En este último caso parece ocurrir que el origen de la calcita es otro, probablemente hidrotermal (en las secciones delgadas se le describe como secundaria, alterando minerales preexistentes), con lo que se explicaría que parte de la red cristalina de los feldespatos haya sido destruida por este mineral por metasomatismo de cationes  $\text{Ca}^{++}$  en lugar de cationes alcalinos monovalentes, modificando las propiedades del mineral feldespático original. De este modo, la velocidad de sinterización de la fase sólida (feldespato) aumenta con la elevación del grado de defecto cristalino.

En el análisis químico de la Tabla III puede observarse, para el caso de Loma Daguilla, que la suma de  $\text{Al}_2\text{O}_3 + \text{CaO}$  es igual al 16,49%, un valor similar al promedio de  $\text{Al}_2\text{O}_3$  en los feldespatos, como el de Holguín.

Es probable que en el caso de Loma Daguilla, la sílice juegue también un papel fundente si su red cristalina manifestase desorden. En comparación con San Juan, la sílice en Loma Daguilla es apreciablemente mayor. En ambos casos, el valor de las p.p.i debe ser atribuido principalmente a la calcita, lo cual se corrobora con un aumento proporcional de las p.p.i con relación al  $\text{CaO}$ . Estas diferencias entre Loma Daguilla y San Juan hacen presumir que no se trata del mismo tipo de roca.

El feldespato Loma Daguilla, al igual que el resto de los feldespatos cubanos, se emplearía en estado natural, puesto que en el país no se aplican tecnologías de beneficio en ninguna de sus canteras. Por su color al quemado, claro (gris), pero no blanco, y con las propiedades de fusión descritas, es muy adecuado sobretodo para la producción de losas y azulejos de cuerpo rojo, muy usados actualmente.

## CONCLUSIONES

En un sentido amplio, se considera como feldespato para su uso en cerámica, cualquier tipo de roca con contenido de feldespato que en estado natural o enriquecida mediante beneficio, manifieste capacidad de fluir al ser sometida al fuego y produzca una aceptable coloración.

Se determinó teóricamente la resistencia al fuego, en base al análisis químico de los feldespato de estudio ( Purnio, Loma Daguilla y Pico Tuerto ) y experimentalmente de los dos primeros junto con la roca calcosilicatada Cerros de San Juan, llegándose a la conclusión, sobre todo de forma experimental, que el feldespato Loma Daguilla es el de más bajo punto de fusión en Cuba, pudiendo emplearse en la industria cerámica, sobre todo en la sanitaria, y más concretamente en la producción de artículos de cubierta de pared y piso, de cuerpo rojo.

Las diferencias entre Loma Daguilla y San Juan sugieren que no se trata del mismo tipo de roca.

El comportamiento anómalo del feldespato Loma Daguilla en cuanto a fusión, en comparación con los feldespatos y rocas feldespáticas antes mencionados, así como con relación a todos los feldespatos empleados en la cerámica cubana hasta el momento, sugiere, por una parte, que la causa objetiva es su más bajo contenido de  $Al_2O_3$ , compuesto esencial en la capacidad de resistencia al fuego, y , por otra parte, en la probabilidad de que la estructura cristalina de los feldespatos haya sido modificada por sustituciones metasomáticas de calcita que provocarían junto con la disminución del aluminio un desorden en la red cristalina de los primeros, favoreciendo la velocidad de sinterización de la fase sólida.

## BIBLIOGRAFÍA

- Furrazola – Bermúdez, G., y K.E. Núñez. 1997. Estudios sobre Geología de Cuba ( compilación ). 1Ed., La Habana . CNDIG 526p .
- Millán ,G. 1997. Posición estratigráfica de las metamorfitas cubanas (en Furrazola – Bermúdez y Núñez, 1997. 251 – 258.)
- Millán ,G. 1997. Geología del macizo metamórfico Isla de la Juventud (en Furrazola – Bermúdez y Núñez, 1997. 259 – 270.)
- Ocenás, D., y D. Carballo. Inédito. Información acerca de la evaluación tecnológica de materia prima feldespática. Santa Clara. Empresa de Geología Santa Clara.

## CARACTERIZACIÓN DE LA INDUSTRIA EXTRACTIVA DE MATERIALES DE CONSTRUCCIÓN EN LA PROVINCIA DE VILLA CLARA

**José Luis Peñate Fleites**

*Empresa de Investigaciones y Proyectos Hidráulicos. Ave Libertadores No. 201. e/ Danielito y Jesús Menéndez. Santa Clara, Villa Clara. Cuba. Teléfonos (42)206028-29 y (42)214283-85. Fax: (42)202330. E-Mail: [penate@eiphvc.hidro.cu](mailto:penate@eiphvc.hidro.cu)*

### RESUMEN

Al menos en el territorio de la provincia de Villa Clara están reportados alrededor de 200 zonas de extracción, de ellas el mayor número no se encuentra en explotación y de forma general mas del 80% no poseen caracterizadas ni las propiedades ni los volúmenes de reservas disponibles (no hay investigaciones geólogo – geotécnicas) y en base a la Ley de Minas jurídicamente no poseen un concesionario que lleve a cabo un proceso de restauración.

Sin embargo se proyectan nuevas obras y con ello se busca el suministro de materiales de construcción en nuevas zonas a veces sin investigaciones y por demás cerca de las ya explotadas en vez de reactivar las existentes; en base a una solicitud de Concesión Minera y un proyecto de rehabilitación que permita al menos compensar los daños a las áreas degradadas.

Se realiza en este trabajo la caracterización geomecánica e ingeniero geológica de todas las zonas de extracción de la provincia (activas y abandonadas) con el cálculo de las reservas inferidas en cada caso y una propuesta preliminar para la explotación y rehabilitación de dichas áreas así como se establece el uso mas racional de los materiales para los diferentes tipos de obras que se proyecten.

Todo esto sirve a los organismos que toman decisión en el Ordenamiento Territorial a planificar las zonas de extracción en base a los volúmenes necesarios y el posible uso de la zona propuesta luego de concluida la explotación en base a un proyecto de rehabilitación a la hora de su reapertura.

### ABSTRACT

At least in the territory of the county of Villa Clara is reported around 200 extraction areas, of them the biggest number is not in exploitation and in a general way but of 80% they don't possess characterized neither the properties neither the volumes of available reservations (there are not geologist - geotechnical investigations) and based on the Law of Mines legally don't possess a concessionaire that carries out a restoration process.

However they are projected new works and with it is looked for it the supply of construction materials in new areas sometimes without investigations and excessively near those already exploded instead of reactivating the existent ones; based on an application of Mining Concession and a rehabilitation project that it allows at least to compensate the damages to the degraded areas.

He/she is carried out in this work the characterization geomechanical and geologic engineer of all the areas of extraction of the county (active and abandoned) with the calculation of the reservations inferred in each case and a preliminary proposal for the exploitation and rehabilitation of this areas as well as the use settles down but rational of the materials for the different types of works that are projected.

All this serves to the organisms that they make decision in the Territorial Classification to plan the extraction areas based on the necessary volumes and the possible use of the area proposed after with the exploitation based on a rehabilitation project when their reopening.

### INTRODUCCIÓN

La industria extractiva de materiales de construcción en la provincia de Villa Clara se ha manifestado de una forma caótica presentando diferentes problemas. Estos se han agravado al no tener dueños las antiguas zonas de extracción, tal como lo establece la Ley 79 “Ley de Minas”.

Los problemas fundamentales detectados fueron los siguientes:

Se censaron 214 zonas de extracción, cuyo 95% se encuentra en fase de abandono y en su mayoría cubiertas de malezas indeseables, formando lagunas o convertidas en vertederos..

De estas, solo el 85% contó con investigaciones de la calidad de los materiales.

Sólo el 5% cuenta con un plan de explotación y el 3% con el de rehabilitación para el cierre de Minas.

Sólo una cantera está en proceso de explotación – rehabilitación.

Se investigaron posibles zonas de extracción y se explotaron otras mas cercanas al objeto de obra sin investigación.

Se proyectan nuevas obras que necesitan de materiales de construcción. Estas no tienen en cuenta aquellas abandonadas que tienen reservas y están cercanas a las obras.

Solamente dos canteras de piedra se encuentran sin reservas y de ellas una en un entorno urbano que es muy difícil rehabilitar.

El resto de las zonas cuentan con reservas de materiales suficientes para su reapertura con un proyecto de explotación y de rehabilitación.

Por tanto para acometer trabajos de rehabilitación en un total de 214 zonas en el territorio el estado no puede invertir la cantidad necesaria de dinero.

Nuestra propuesta es el análisis de las existentes y una propuesta de uso que llegue a manos de los organismos decidores y con la Ley de Minas se exploten las reservas y se rehabiliten las zonas.

## **DESARROLLO.**

Luego de censada la provincia en base a las zonas de extracción de los materiales de construcción se obtuvieron los resultados de la Tabla No. 1, dado por Municipios específico. Uno de los mas afectados es el de la cabecera provincial (Santa Clara) y el resto por donde circulan la Autopista Nacional y la Línea de Ferrocarriles Central.

Con posterioridad se hizo un análisis de la ubicación de las zonas en base a las condiciones geomorfológicas en que se desarrollan y la base rocosa que las sustenta.

En base a lo anteriormente planteado pueden agruparse en 3 grupos y varios subgrupos.

### **Grupo 1.**

Se desarrollan en zonas de llanuras y se dividen en varios subgrupos:

#### **Subgrupo 1 A.**

Se ubican en llanuras lacuno palustres, fluvio marinas y erosivas acumulativas. La potencia de extracción no supera a los 5 m. La explotación de estas zonas deben tener planificadas un drenaje de forma constante, pues el relieve es muy suave y los niveles freáticos cercanos a la superficie, lo que debe evitarse la formación de lagunas y tratar de realizar la explotación en época de seca.

Estas zonas se deben recuperar de manera económica para la agricultura con especies resistente a los procesos de salinización.

En este grupo se encuentran 16 áreas y de ellas el 6% son de piedras, el 25% de rocoso y el 69% de arcilla. El desglose de cada préstamo por grupos se ofrece en la tabla No.2.

#### **Subgrupo 1 B.**

Geomorfológicamente corresponden a llanuras marinas del tipo erosivo denudativas con base carbonatada, terrígenas y la transición entre ambas.

Las potencias de explotación del material serán como promedio de 2 m aunque en zonas puede llegar a 4. Zonas de drenaje muy bueno con niveles freáticos por debajo de las potencias explotables. Debe tenerse en cuenta los taludes porque predominan los procesos erosivos y puede existir arrastre de sedimentos.



Predominan las zonas de rocoso con un 55% y las de piedra con un 36%, el resto son de arcilla.

En el caso de las primeras el terreno debe recuperarse para la agricultura con especies de terrenos bien drenados o de otros bajo sistemas de riego. Las de rocas deben recuperarse cumpliendo una función social bien planificada.

#### **Subgrupo 1 C.**

Corresponde a las llanuras aluviales, pueden tener espesores de material de hasta 6 m. Debe tenerse en consideración en la explotación posibles inundaciones de las áreas de explotación por la crecida de los ríos.

La recuperación de los terrenos debe ir encaminados a modelar el terreno para la agricultura alimentaria de ciclos cortos o pastos para el ganado.

En este subgrupo no existen cantera de piedras y están en igual proporción los de arcilla, arena y rocoso.

#### **Subgrupo 1 D.**

Se desarrollan en llanuras denudativas con base terrígena y serpentiniticas. Predominan los materiales rocosos en un 67%.

Los espesores a explotar pueden llegar hasta los 5 m de profundidad y los niveles freáticos están por debajo de ellos. Generalmente la explotación juega con el relieve que es ligeramente ondulado por lo que la rehabilitación del mismo no es complejo sobre todo para la siembra de pastos y dedicarlos a la ganadería.

#### **Grupo 2.**

Estas zonas de extracción se desarrollan en el denominado Relieve de Articulación o sea la transición entre las Llanuras y las Montañas. Más del 60% de estas zonas se recogen en este grupo y se divide en dos subgrupos.

#### **Subgrupo 2 A.**

Dentro del relieve de articulación corresponde a las zonas denudativas y la base rocosa es muy variada desde carbonatada hasta granitoides aunque abundan las serpentinitas.

Las potencias medias de explotación son de 4 m aunque pueden sobrepasarse. Por lo general el nivel freático está por debajo de esa profundidad. Son zonas muy bien drenadas. Los proyectos de rehabilitación no conllevan a grandes gastos pues se restablece el relieve con una cota mas baja, por lo que el territorio puede incorporarse a la agricultura como a la ganadería.

Predominan los préstamos de rocoso en un 85%. Componen el resto el 8% de arcilla, el 4% de roca y el 3% de arena.

#### **Subgrupo 2 B.**

Estas zonas se ubican en las zonas de pequeñas alturas residuales con base carbonatada, terrígena y la transición entre ellas. Las potencias explotables son variables y muy buena las condiciones de drenaje. Por lo general estas explotaciones implican impacto visual notable.

La erosión es un fenómeno común en estas áreas por lo que deben protegerse los taludes. La rehabilitación debe consistir en medidas geotécnicas y de reforestación.

Predominan los préstamos rocosos en un 58%, luego los de roca en un 26% y el resto de arcilla. No hay arenas.

#### **Grupo 3.**

Geomorfológicamente corresponde a zonas de montañas bajas diseccionadas con base carbonatada terrígena, efusivo sedimentarias y serpentinitas.

Son escasas las zonas de extracción en este grupo y predomina el 80% de préstamos de rocoso y el resto de piedras.

La explotación de estas zonas genera impactos ambientales sumamente fuertes por lo que los proyectos de explotación / rehabilitación deben ser tratados de forma individual con mucho cuidado.

En base a esto se ha hecho un análisis detallado por municipios, tipos de materiales, etc que se ofrece en la Tabla No. 3. Todo esto se acompaña de una base de datos en Microsoft Access donde aparecen todos los resultados de cada área. Además cuenta con un Mapa de ubicación de zonas en escala 1:25 000 los cuales en el futuro se asociarán a través de un Sistema de Información Geográfica.

### CONCLUSIONES.

El uso del presente trabajo evitará la apertura de nuevas zonas de explotación, sino que permitirá reabrir aquellas que se explotaron con un proceso de rehabilitación que correría a cargo de la inversión de la nueva obra, evitándose así la apertura y el deterioro de los recursos naturales en áreas no antropizadas con antelación.

### BIBLIOGRAFÍA

- Cañete, C. Díaz, J.L. 1983. Tema 05. Geomorfología y estructura geológica del territorio central. Centro de investigaciones Geológicas. MINBAS. Ciudad de la Habana.
- Instituto de Geología y Paleontología. 2003. Mapa Geológico digital de la República de Cuba a Escala 1:100000 (Segunda edición). Grupo de Cartografía Digital y Sistemas de Información Geológica (CASIG). Ciudad de la Habana.
- Peñate Fleites, J.L.; González Cabrera, J.F. 1984. Esquema de Regionalización ingeniero geológica para el desarrollo hídrico agrario de la provincia de Cienfuegos. Instituto de Hidroeconomía. Empresa de Hidroeconomía de Villa Clara. Santa Clara.
- Peñate Fleites, J.L.; Tchernine, A.; González Cabrera, J.F. 1986. Esquema de Regionalización ingeniero geológica para el desarrollo hídrico agrario de la provincia de Sancti Spiritus. Instituto de Hidroeconomía. Empresa de Hidroeconomía de Villa Clara. Santa Clara.
- Peñate Fleites, J.L. 1997. Características de Formaciones de Cuba Central. Instituto de Hidroeconomía. Empresa de Investigaciones y Proyectos Hidráulicos de Villa Clara. Santa Clara.
- Peñate Fleites, J.L. 1997. Características de Las Formaciones Geológicas de Cuba Central. Vicc. Investigaciones. Empresa de Investigaciones y Proyectos Hidráulicos. Santa Clara. (72 pp y 5 anexos gráficos).
- Peñate Fleites, J.L. 1998. Esquema Ingeniero Geológico de Cuba Central. Memorias del Tercer Congreso de Geología. Tomo II. Ciudad de La Habana.
- Peñate Fleites, J.L. 2004. Caracterización Geotécnica de Santa Clara. Grupo de Ingeniería Geológica. Empresa de Investigaciones y Proyectos Hidráulicos. Santa Clara. (18 pp y 5 anexos gráficos).
- Ramos Jiménez, H. 2000. Mapa Hidrogeológico Provincial. Escala 1:100 000. Grupo Hidrogeología de Villa Clara. Departamento de Estudios Hidrológicos. Empresa de Investigaciones y Proyectos Hidráulicos Villa Clara. Santa Clara.

Tabla I. Resumen de las zonas de extracción por Municipios, áreas y tipos.

No	Municipio.	Área. (km <sup>2</sup> )	Zonas de Extracción.			Tipos y volúmenes de materiales perspectivas.							
			Canti- dad.	Área. (km <sup>2</sup> )	% Ocu- pación	Arcilla.		Rocoso.		Arena.		Piedra.	
						Ctdad.	Vol. (x10 <sup>3</sup> m <sup>3</sup> .)	Ctdad.	Vol. (x10 <sup>3</sup> m <sup>3</sup> .)	Ctdad.	Vol. (x10 <sup>3</sup> m <sup>3</sup> .)	Ctdad.	Vol. (x10 <sup>3</sup> m <sup>3</sup> .)
01	Corralillo.	840.0	23	1.70	0.20	4	650	17	5375	-	-	2	1500
02	Quemado de Güines.	335.5	4	0.20	0.06	1	10	3	600	-	-	-	-
03	Sagua la Gran- de.	661.5	8	0.50	0.08	1	300	5	2420	-	-	2	100
04	Encrucijada	588.5	19	1.65	0.28	7	1080	8	1215	3	760	1	1000
05	Camajuaní	617.5	14	0.55	0.09	2	600	11	2660	-	-	1	1000
06	Caibarién	204.5	9	0.69	0.34	-	-	7	1490	-	-	2	580
07	Remedios.	554.5	11	0.47	0.08	-	-	9	975	-	-	2	1500
08	Placetas.	606.5	17	1.13	0.19	-	-	17	2760	-	-	-	-
09	Santa Clara	515.0	41	2.86	0.56	4	35	33	1702	-	-	4	1900
10	Cifuentes	511.5	15	1.01	0.20	2	550	13	1895	-	-	-	-
11	Santo Domingo	878.0	20	1.73	0.20	10	215	10	810	-	-	-	-
12	Ranchuelo	552.0	19	1.53	0.28	1	15	16	1038	-	-	2	1110
13	Manicaragua	1066.0	14	1.53	0.14	-	-	10	1205	3	1600	1	20
	<b>Total</b>	<b>7931.0</b>	<b>214</b>	<b>15.56</b>	<b>0.20</b>	<b>32</b>	<b>3455</b>	<b>159</b>	<b>24145</b>	<b>6</b>	<b>2360</b>	<b>17</b>	<b>8710</b>

Tabla II. Clasificación en grupos y Subgrupos de las Zonas de extracción.

<b>Grupo</b>	<b>Subgrupo</b>	<b>Número de las zonas de extracción.</b>
<b>1</b>	<b>A</b>	34, 35, 36, 37, 39, 58, 69, 70, 71, 72, 73, 74, 78, 79, 80, 81.
	<b>B</b>	55, 59, 60, 61, 62, 67, 76, 82, 83, 84.
	<b>C</b>	38, 46, 48, 49, 54, 56, 89, 123, 130.
	<b>D</b>	11, 12, 13, 14, 15, 16, 17, 21, 22, 23, 162, 163, 164, 166, 167, 168, 169, 170, 171, 172, 173, 174, 175, 176, 177, 178, 189.
<b>2</b>	<b>A</b>	1, 2, 19, 26, 40, 44, 45, 51, 52, 53, 57, 64, 65, 66, 68, 75, 85, 87, 90, 91, 92, 93, 94, 96, 97, 98, 99, 100, 101, 102, 103, 104, 105, 106, 107, 108, 109, 110, 111, 112, 113, 114, 115, 116, 117, 118, 119, 120, 121, 122, 124, 125, 126, 126 A, 127, 129, 131, 133, 134, 135, 136, 137, 138, 140, 141, 142, 144, 145, 146, 147, 149, 150, 151, 152, 153, 154, 155, 156, 158, 159, 160, 161, 165, 179, 180, 182, 183, 184, 186, 188, 189, 190, 191, 192, 193, 195, 196, 197, 199, 202, 209, 210, 211, 212, 213, 214.
	<b>B</b>	3, 4, 5, 6, 7, 8, 9, 10, 18, 20, 24, 25, 27, 28, 29, 30, 31, 32, 33, 41, 42, 43, 47, 50, 63, 86, 88, 157, 185.
<b>3</b>		132, 139, 143, 198, 201, 204, 205, 206, 207, 208.

Tabla III. Distribución de los préstamos por municipios, tipos de material y usos.

No.	Municipio	Número de la zona de extracción en base al tipo y uso.									
		Arcilla		Rocoso.				Piedra.			Arena
		Obras hidráulicas	Rellenos Técnicos	Obras hidráulicas	Viales	Rellenos Técnicos	Viales y Rellenos Técnicos	Mat. const	Otros usos	Cal	Mat. Const.
01	Corralillo.	9,20,22	6	1,8,21	3,11,13,14,19,21,23	2,12	7,10,15,16,17,18	4,5			
02	Quemado de Güines.	26			24,25,27						
03	Sagua la Grande.	35		33	33		30,31,32, 34	28,29			
04	Encrucijada	36,37,39,43,45,46,47,49		46,51	41,50		40,44,52, 53	42			38,48,54
05	Camajuaní	57,58			68	60	55,56,61,62,63,64,65,66	59,67			
06	Caibarién					72	69,70,71,73,74,75,76,77	76			
07	Remedios.			85	84,85,86, 87		78,79,80,81,82	83,88	83		
08	Placetas.				91,97,99,100,101,102,103,104,105	89,90,93,94,95,96	92,98,106				

Tabla III. Conclusión.

No.	Municipio	Número de la zona de extracción en base al tipo y uso.									
		Arcilla,		Rocoso.				Piedra.			Arena
		Obras hidráulicas	Rellenos Técnicos	Obras hidráulicas	Viales	Rellenos Técnicos	Viales y Rellenos Técnicos	Mat. const	Otros usos	Cal	Mat. Const.
09	Santa Clara	123,124, 129,130		110,127, 132,136, 137,143	113,114, 115,133, 136,137, 141	111,117, 118,120, 121,125, 131,134, 135,140, 142,145	108,109, 112,116, 119,122, 126,126 <sup>a</sup> , 144	107, 128, 138, 139	139, 146		
10	Cifuentes	147,155		148			148,149, 150,151, 152,153, 154,156, 157,158, 159,160, 161				
11	Santo Domingo	162,166, 170,171, 172,177, 178	179,180, 181				163,164, 165,167, 168,169, 173,174, 175,176				
12	Ranchuelo	182		198,199	187,188, 189,190, 191,192, 193,194, 195,196, 198,199	186	183,184, 200	185	197		
13	Manicaragua			214	204	207,208, 209,210, 211	201,206	205	203		202, 212 213



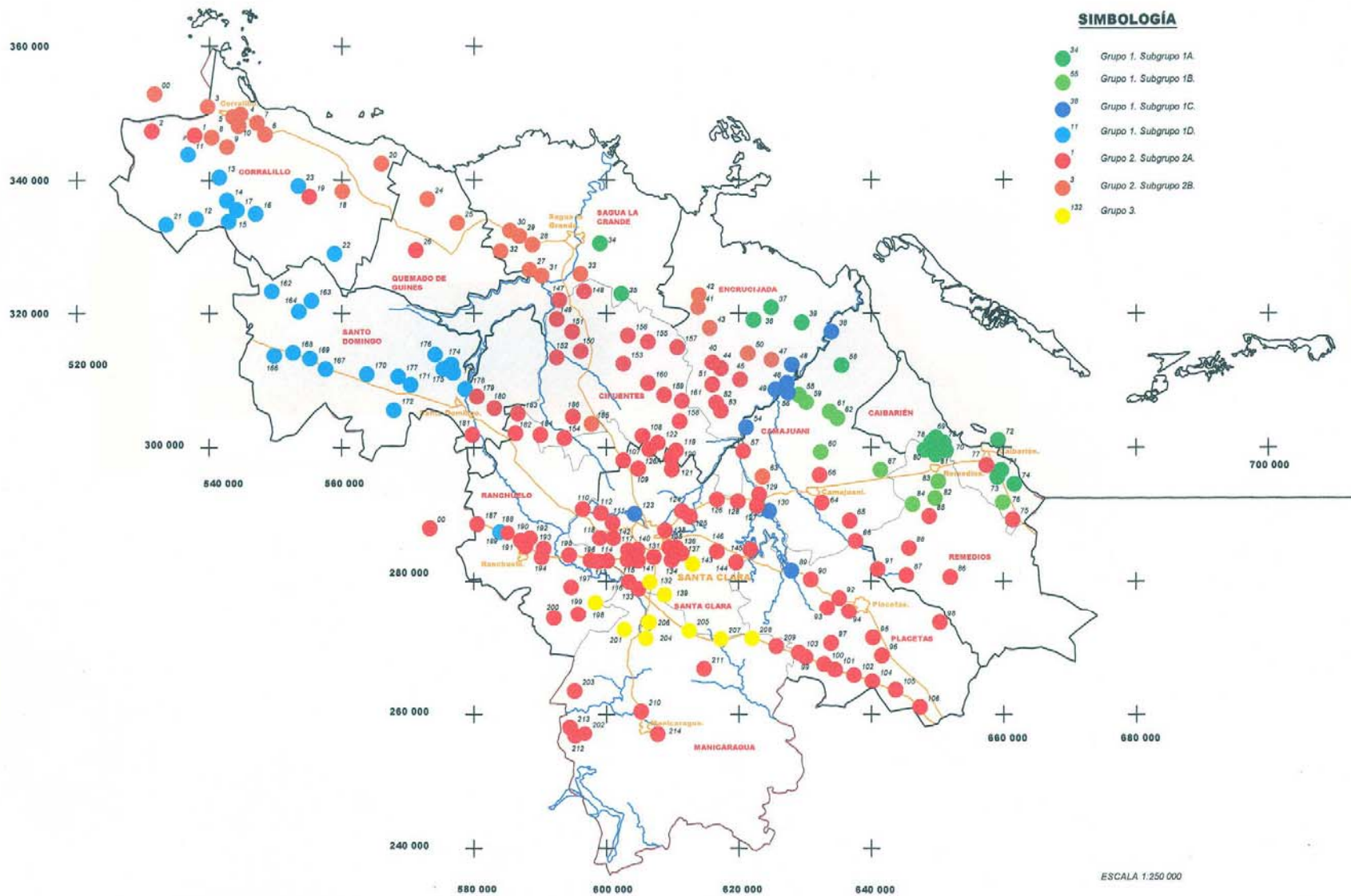


Figura 1. Ubicación de las áreas de extracción censadas en la provincia de Villa Clara.

## **“DENOMINACION y EVALUACIÓN DE LAS CONTRATACIONES O NEGOCIACIONES DE EQUIPOS MINEROS PARA LA EXPLOTACION DE LOS YACIMIENTOS DE LA ”EMPRESA CDTE ERNESTO CHE GUEVARA”**

**María Isabel García De la Cruz <sup>(1)</sup>, Alfredo Donatién Carbonell <sup>(1)</sup> Carlos Charchabal Zúñiga <sup>(2)</sup>**

*(1) Empresa Çdte. Ernesto Che Guevara, Carretera Moa Baracoa, Yagrumaje Km 5 1/2 Punta Gorda Moa Holguin Cuba.*

*(2) Empresa Mixta Moa Diesel S.A., Carretera Moa – Baracoa Km. 16, Moa, Holguín, Cuba.*

### **RESUMEN**

La Empresa Niquelífera Comandante Ernesto Che Guevara, inició la explotación de su Base Minera en el año 1985, previa exploración y preparación de los recursos desde los años 1975 - 1980. Los equipos y tecnologías utilizados han sido adquiridos en varias formas de negociación o contratación, relacionadas con las fases del flujo tecnológico de la minería. La experiencia de explotación de estos equipos en las diferentes labores mineras ha permitido perfeccionar los resultados de las negociaciones. Las formas de adquisición de equipos la podemos resumir en contratos por compras y contratos por servicios.

Siendo la actividad minera la responsable de suministrar al proceso metalúrgico la materia prima en cantidad y en calidad necesarias y valorando la incidencia que tienen los equipos mineros en esto y que de las condiciones pactadas en las negociaciones ó contrataciones depende en gran medida la explotación racional de los mismos, se realizó este trabajo con título **“Denominación y evaluación de las contrataciones o negociaciones de equipos mineros para la explotación de los yacimientos de la ”Empresa Cdte. Ernesto che Guevara”**, la cual tiene como objetivo principal crear un procedimiento Integral que asegure desde el proceso de contratación hasta su explotación un adecuado uso de los equipos mineros en el ejemplo de la Empresa Comandante Ernesto Che Guevara.

Como resultados del trabajo, se ofrece una denominación de los diferentes métodos de contratación y clasificación de los términos técnicos, que incluye aspectos organizativos y de control técnico económico que se toman del análisis realizado que demuestra la superioridad productiva de algunas líneas de equipo con relación a otras bajo las mismas condiciones de explotación, mayor aprovechamiento de la materia prima por aplicación de diferentes sistemas de explotación, que permitirá aporten mayor eficiencia en los yacimientos mineros de la UNION Cuba Níquel.

### **ABSTRACT**

The Company Nickel Major Ernesto Che Guevara began the exploitation of its Mining Base in the year 1985, previous exploration and preparation of the resources from the years 1975 - 1980. The teams and used technologies have been acquired in several negotiation forms or recruiting, related with the phases of the technological flow of the mining. The experience of exploitation of these teams in the different mining works has allowed perfecting the results of the negotiations. The forms of acquisition of teams can summarize it in contracts for purchases and contracts for services.

Being the mining activity the responsible one of giving to the process metallurgist the matter prevails in quantity and in necessary quality and valuing the incidence that have the mining teams in this and that of the conditions made a pact in the negotiations or recruitings the rational exploitation of the same ones it depends in great measure, it was carried out this work with I title **“Denomination and evaluation of the busyness of mining equipment for exploitation of the mine of the enterprise Major Ernesto Che Guevara”**, which has as main objective to create an Integral procedure that assures from the recruiting process until their exploitation an appropriate use of the mining teams in the example of the Company Major Ernesto Che Guevara.

As results of the work, we offers an integral methodology for the different methods of recruitings and classification of the technical terminus that keeps in mind organizational aspects and of economic technical control that take of the carried out analysis that it demonstrates the productive superiority of some team lines

with relationship to other first floor the same conditions of exploitation, bigger use of the matter prevails for application of different systems of exploitation that will allow they contribute bigger efficiency in the mining locations of the UNION Cuba Nickel.

## INTRODUCCION

La industria minera, esta relacionada con las ramas más importantes de la industria pesada, por el suministro de la materia prima para la misma, de ahí el papel que juega en el desarrollo económico de cualquier país. Actualmente la extracción de minerales en el mundo oscila alrededor de 10 a 15 millones de toneladas anualmente con un incremento de 3 a 5 % anual, por ello es muy importante la correcta explotación de los equipos mineros. Aunque el nivel actual de la técnica de arranque, carga y transporte en la Unión Cuba Níquel, es bastante elevado, no se logra alcanzar las productividades máximas proyectadas de las maquinas.

El inicio, de la explotación del yacimiento Punta Gorda, se realizó con equipos de procedencia soviética, con todas las condiciones técnicas organizativas necesarias, que permitieron la explotación, sin riesgos de problemas con la garantía de disponibilidad técnica de los mismos, además del entrenamiento del personal de mantenimiento y operaciones. En el momento del derrumbe del campo socialista, estos equipos alcanzaban los cinco (5) años de explotación, la cancelación de los contratos de servicios técnicos (piezas de repuesto, asistencia técnica y atención a averías mayores), provocó grave afectación al cumplimiento de sus parámetros de eficiencia, no existía la garantía de respaldo al cumplimiento de os planes de producción.

La Planta, Comandante Ernesto Che Guevara, tenía proyectado, incremento de su capacidad productiva, respaldado por un proceso inversionista, encaminado al aumento de la productividad y de la eficiencia metalúrgica, que la llevaría a obtener producciones de 36 200 toneladas de Níquel + Cobalto. La actividad minera, eslabón fundamental en la estructura de la Planta, siendo la responsable de suministrar los volúmenes de materia prima, para la obtención de estas producciones, desde el año 1997, inició la reposición de los equipos mineros con objetivos parciales de lograr, aprovechamiento óptimo y racional de los yacimientos, extracción de las reservas de mineral alojadas en los fondos de los frentes mineros, recuperación del atraso existente en el escombrecimiento con relación a la minería, aumentar la eficiencia operativa del equipamiento y mejor desarrollo tecnológico en la minería.

Este proceso inversionista, esta respaldado por estudios de factibilidad, donde se proyectaron, las compras y arrendamientos de equipos, dándosele prioridad a la extracción y transporte de mineral, con retroexcavadoras, cargadores y camiones articulados; manteniéndose del equipamiento soviético las excavadoras de arrastre (dragalinas), que realizan la extracción de la masa minera de forma combinadas con las retroexcavadoras. La continuidad de este proceso, mayormente se ha hecho por arrendamientos sin opción de compras para el 80 % de destape y 100.00 % de la minería. Las labores auxiliares o complementarias (Desarrollo Geológico, Construcción de Caminos y el 20 % del Destape de Reservas), se ejecutan con la utilización de perforadoras, moto-niveladoras, bulldozers y compactadores, contratados a empresas nacionales.

A pesar, de que la industria cubana del níquel, inició la explotación de los yacimientos mineros hace más de 70 años, la temática objeto de estudio, no ha sido tratada con la sistematicidad y profundidad que permita realizar una evaluación técnica integral, que perfeccione el proceso de adquisición y explotación de equipos mineros. En particular, se han realizado análisis en algunas líneas de equipos (camiones rígidos y articulados y retroexcavadoras), sin incluir, los aspectos que influyen desde el proceso de contratación hasta el uso de los mismos, para conformar una metodología o

procedimiento que permita mayor eficiencia en su explotación, después de seleccionado por sus características técnicas a las labores que serán destinados.

## MATERIALES Y METODOS

Para la ejecución de este trabajo se utilizaron las estadísticas de explotación, de mantenimiento y económica de la explotación minera, manuales de explotación de las diferentes tecnologías e informaciones técnicas de los años 1996 hasta el año 2005, manuales del sistema de calidad para la evaluación de los proveedores implementado en la fábrica Cdte. Ernesto Che Guevara de varios autores controlado metodológicamente por la dirección de tecnología, que nos permite dar la evaluación del servicio de cada contrato por el sistema que se aplique.

En este trabajo se evalúan los equipos mineros, con la cual se han explotado los yacimientos de la base minera de la Empresa Cdte. Ernesto Che Guevara en el período desde el segundo quinquenio hasta el año 2005 en los diferentes tipos de contrataciones realizadas, para determinar las incidencias negativas en el resultado de la operación de los mismos sobre la base de lo pactado en cada negociación para alcanzar los máximos niveles de eficiencia operacional así como su optimización.

El **problema**, que fundamenta este estudio, es la necesidad de evaluar las contrataciones o negociaciones de equipos mineros para la clasificación y determinación de los términos técnicos que permitan mejor uso en la explotación de los yacimientos de la "Empresa Cdte. Ernesto Che Guevara", teniendo como **objetivo general**, la denominación de los tipos de contratación y términos técnicos para el perfeccionamiento del proceso de adquisición y uso del equipamiento minero, que asegure el cumplimiento de los parámetros de eficiencia establecidos.

Como **hipótesis**, se plantea que, si se establece una denominación de los métodos de contratación y los términos técnicos, para la adquisición y uso de los equipos mineros, se podrá asegurar el cumplimiento de los parámetros de eficiencia establecidos para las diferentes modalidades de contratos.

El desarrollo del mismo se hizo en tres partes:

**Primera parte:** Comparación y Evaluación de todas las negociaciones o contrataciones de las diferentes líneas de equipos mineros de los años 1997-2005 para determinar su mayor efectividad en el desarrollo de las labores mineras.

**Segunda parte:** Valoración de las metodologías aplicados para la adquisición de equipos mineros.

**Tercera parte:** Denominación y clasificación de los contratos y términos o aspectos técnicos que intervienen en las negociaciones de los equipos mineros.

**Los resultados** esperados del estudio sería, para garantizar el adecuado uso de los equipos mineros desde el proceso de contratación hasta su explotación que incluye:

1. Denominación de los contratos para equipos mineros.
2. Aspectos técnicos a tener en cuenta en las contrataciones para lograr el cumplimiento de los parámetros técnicos proyectados.

## RESULTADOS

El análisis de los diferentes tipos de contrataciones para equipos mineros en la Empresa Comandante Ernesto Che Guevara proporcino los resultados siguientes:

1. Los camiones mineros, trabajan como promedio 6 000 horas al año y en arrendamientos sin opción de compras han alcanzado 6 500 a 7 000 horas es decir que la reparación del tren fuerza puede ser antes de los tres años alcanzadas las 18 000 horas, por lo que es factible adquirirlo por arrendamiento en las modalidades financiera u operacionales, dependiendo de las condiciones que ofrecen los arrendadores.
2. La experiencia de las retroexcavadoras marca VOLVO, en la diferentes modalidades y condiciones de explotación, no ha alcanzado todos los parámetros técnicos proyectados. Se ha demostrado la superioridad de las retroexcavadoras marca LIEBHERR, que fundamentan no continuar la adquisición de las modelos adquiridos de retroexcavadoras marca VOLVO.
3. La continuidad de arrendamientos de cargadores marca VOLVO estará sujeto al comportamiento técnico de los modelos L220E, adquiridos para los trabajos de conformación de depósitos.
4. Los camiones rígidos (excepto los modelos rusos), no han alcanzado su potenciabilidad en estos yacimientos, debido a afectaciones de su eficiencia técnica, ocasionadas por la no garantía de las condiciones técnico mineras y insuficiente servicios técnicos relacionados con la negociación.
5. Se ha demostrado, que la adquisición de equipos mineros por alquiler sin opción de compras, es factible desde el punto de vista del mecanismo necesario para la compra de los mismos.
6. Se demuestra que los camiones articulados (serie C y D), han dado muestras de su potencia, flexibilidad y seguridad de funcionamiento bajo diferentes condiciones de trabajo alcanzando un alto número de horas de trabajo sin reparaciones del tren de fuerza.
7. El incumplimiento de los términos, cláusulas o aspectos técnicos, así como la no inclusión correcta de los mismos en los cuerpo de los contratos ha afectado al uso y explotación de los equipos mineros en los yacimiento de la empresa comandante Ernesto Che Guevara.

## DISCUSIÓN

**Primera parte: Evaluar y comparar los resultado obtenidos por las líneas de equipos en las diferentes modalidades de contratación y los factores que han influido en la efectividad de los mismos en la operaciones mineras.**

La experiencia, de más de 20 años en la explotación de los yacimientos de la base minera de la empresa Comandante Ernesto Che Guevara, con varias líneas de equipos suministradas en diferentes modalidades de contratación, permite comprar los resultados obtenidos en el laboreo minero.

**En la transportación de la materia prima:** Se han utilizado varios modelos de camiones mineros rígidos y articulados, que han logrado producciones de 5 000, 10 000 a 15 000 toneladas diarias. En la categoría de camiones rígidos las marca BELAZ modelos B-540 y B-540 A, marca EUCLID modelo R-60, marca KOMATSU, modelo 960, en los Camiones articulados, marca VOLVO, modelos A35C y A40D. El comportamiento de la disponibilidad técnica de los mismos ha estado estrechamente relacionado con la forma de contratación realizada y el cumplimiento de los términos técnicos pactados en las negociaciones. Para dar una valoración de cual de las líneas de equipos ha sido más eficiente las comparamos en las variantes de compra y alquiler en tres años.

**Tabla No.I.- Comparación de camiones por compra.**

PARAMETROS	U/M	ARTICULADOS A35C	RÍGIDOS EUCLID	DIFERENCIA
Gastos totales	\$	1 518 853.5	2 779 834.5	1 260 981.0



Producción	m <sup>3</sup>	4 073 999	3 439 106	634 893
Horas trabajo	h	64 228.5	45 472.5	18 756
Productividad	m <sup>3</sup> /h	63.43	75.63	12.2
Disponibilidad	%	81.5	78.5	2.98
Costo horario	\$/h	23.65	61.13	37.48
Costo unitario	\$/m <sup>3</sup>	0.37	0.808	0.438

Los camiones rígidos, por diseño tienen mayor capacidad de la cama en 20 a 25 toneladas, con incremento de productividad de 12.2 m<sup>3</sup>/h. Los camiones articulados en compra han tenido un incremento de sus parámetros de eficiencia, con relación a los rígidos, menor costo de operación en 0.428 \$/m<sup>3</sup> de masa minera transportada, menor costo horario 37.48 \$/h, incremento de la disponibilidad técnica en 2.98%, mayor eficiencia en el laboreo minero por su maniobrabilidad en algunos de los métodos de explotación actual (minería en laderas pronunciadas del yacimiento Punta Gorda, minería por bancos múltiples en sectores de Punta Gorda y Yagrumaje Norte, minería de los remanentes de los fondos de los frentes mineros del yacimiento Punta Gorda).

Ambas líneas de equipos, se adquirieron en contratos de compras pero la base de la negociación fue diferente, en los rígidos no se garantizaron las condiciones técnicas que definen la eficiencia en las labores mineras.

**Tabla No.II.- Comparación de Camiones articulados A40D.**

PARAMETROS	U/M	COMPRA	LEASING	DIFERENCIA
Producción	m <sup>3</sup>	6 232 360	7 176 524	944 164
Horas trabajadas	h	103 321.5	150 219.00	46 897.5
Productividad	m <sup>3</sup> /h	60.32	47.77	12.55
Disponibilidad	%	81.33	92.12	10.79
Gastos totales	\$	4 221 300.06	7 389 902.10	3 168 602.16
Costo horario	\$/h	40.85	49.19	8.34
Costo unitario	\$/m <sup>3</sup>	0.67	1.03	0.36

Los indicadores de eficiencia, de las máquinas mineras en las negociaciones por arrendamiento deben los máximos posibles alcanzar, para suplir el incremento del costo por interés que se ofrece por el desplazamiento de financiamiento por el período que pacte en el mismo. En el desarrollo de la minería, en la Empresa Comandante Ernesto Che Guevara, los camiones articulados de los parámetros proyectados en esta modalidad, han cumplido con la disponibilidad técnica, (promedio alcanzada 92.12 %), alcanzando valores hasta 95.00 % de 90.00 % pactada, que ha permitido las 18 000 horas de trabajo antes de los tres años de explotación, sin presentar averías del tren de fuerza. Los demás indicadores que influyen en la eficiencia (productividad, utilización, producción, costo de operación) no los han cumplido.

La productividad es uno de los parámetros principales de eficiencia en los equipos mineros, se necesita de condiciones técnicas organizativas para su cumplimiento, en este caso el incremento de la distancia de transportación en 1 500 metros con relación con las zonas donde operan los camiones medios propios, la mala conformación del terreno en los puntos de carga y accesos a los depósitos de escombros, no permiten desarrollar una velocidad mayor de 10 a 12 Km/h, distribución de los camiones bajo el criterio de calidad de los frentes provocando incremento del tiempo de espera de carga, baja disponibilidad de equipos de carga, incumpliendo de la capacidad de carga en 1.32 m<sup>3</sup>/viaje transportado provocaron el incumpliendo de la misma en 12,55 m<sup>3</sup>/h. Todo esto ha



ocasionado que se haya un incremento en el costo total de 0.36 \$/m<sup>3</sup> en relación al camión medios propios por no transportar 944 164 m<sup>3</sup> de masa minera.

### **En el arranque y carga de la materia prima**

La extracción del mineral se inició en el año 1985 con excavadoras andantes o dragalinas, introduciéndose las retroexcavadoras en el año 1997, las cuales solo han asumido hasta la fecha el 30 % del mineral a extraer, no así en el destape de reservas que a partir de este mismo año comenzaron con el 30.00% alcanzando actualmente el 70.00% de escombros a remover anualmente. Estas se han adquiridos en las diferentes modalidades de contratación aplicadas. Inicialmente se introdujo la marca VOLVO, aunque alcanzaron hasta las 24 000 horas de trabajo, su comportamiento técnico, fue malo después de su segundo año de trabajo no lograron disponibilidades técnicas de un 85.00%, por frecuentes averías en el sistema de lubricación, motor, pasadores, caja de giro incidiendo negativamente en la disponibilidad técnica en 7.1% y en costo de operación en 0.02 \$/m<sup>3</sup>, razón por la que en el año 2003, se inició la compra de retroexcavadora marca LIEBHERR. Debido a que técnicamente durante el periodo de arriendo los equipos estarían mejor atendidos por parte de la firma suministradora, se incluyó en el paquete a modo de prueba el nuevo modelo de retroexcavadora marca VOLVO (EC-460BCL), la eficiencia de estas, es superior al de las adquiridas en el año 1997.

**Tabla No.3.- Comparación de Retroexcavadoras en Compra y Arrendamiento. (3 años 1 equipo)**

PARAMETROS	U/M	R 974	EC - 460	DIFERENCIA
Gastos totales	\$	760 100.10	601 501.78	158 598.32
Producción	m <sup>3</sup>	1 980 300	1524 338	455 962
Horas trabajadas	h	18 650	16 612.5	22.5
Productividad	m <sup>3</sup> /h	106.18	91.76	14.42
Costo horario	\$/h	40.75	36.20	4.55
Costo unitario	\$/m <sup>3</sup>	0.383	0.394	0.011

La tecnología Litronic, mantiene superioridad técnica con relación a la VOLVO con un costo de operación menor en 0.011\$/m<sup>3</sup>, alcanzando hasta 0.013\$/m<sup>3</sup>.

**Tabla No.IV.- Comportamiento de las Retroexcavadoras en Arrendamiento.**

Parámetros (3 años)	U/M	OPERACIONAL HITACHI	FINANCIERO VOLVO	DIFERENCIA
Producción	m <sup>3</sup>	1 158 822	2 436 502	1 277 680
Horas trabajadas	h	17 794	38 282	20 488
Productividad	m <sup>3</sup> /h	65.12	65.64	0.52
Disponibilidad	%	66.55	82.68	16.13
Gastos totales	\$	1 053 779.47	1 273 301.9	219 522.5
Costo horario	\$/h	59.22	33.26	25.96
Costo unitario	\$/m <sup>3</sup>	0.909	0.51	0.399

Las retroexcavadoras, en los contratos de arrendamiento o Leasing operacional, con empresas nacionales, no han tenido la misma eficiencia que las retroexcavadoras en contratos de leasing financiero, han estado por debajo de su potencial técnico, debido a deficiencias en la negociación, el arrendador no es el fabricante de los equipos, falta de asistencia técnica de la fábrica productora, no ha existido entrenamiento técnico eficiente al arrendador por los especialistas de fabricante de equipos, falta de supervisión técnica permanente por parte del arrendador

### **Excavadoras de arrastre:**

La adquisición de estos equipos, modelo ESH-5/45 se realizó por un contrato de convenio comercial, que incluyó, asistencia técnica permanente, capacitación del personal de mantenimiento en fábrica, capacitación del personal de operaciones, soporte técnico (piezas de repuesto), todo esto hasta la caída del campo socialista, actualmente alcanzan los 20 años de operación sus mayores deficiencia ha sido la parte eléctrica por lo que se le han hecho varias modificaciones, aún mantienen una disponibilidad de 76.17%. Varios trabajos técnico demuestran que las excavadoras de arrastre son eficiente para el desarrollo de las labores mineras en estos yacimientos, pueden extraer las menas saturadas hasta profundidades de 22 m y cubrir un ancho de 72 m, desde un solo camino construido sobre una base firme, son diseñadas para realizar excavaciones profundas en sitios con terrenos suaves o con alta humedad, donde se dificulta el movimiento de otros equipos de arranque y de transporte del material, así como para el destape donde sea posible depositar el material dentro del espacio minado con anterioridad. Sugiriendose para negociaciones futuras la montada sobre esteras, por tener mayor movilidad están montadas sobre esteras, lo que permite lograr mayor aplicación en los yacimientos lateríticos. La empresa comandante Rene ramos Latour, esta en tramite de contratación con una marca LIEBHERR.

### **Equipos auxiliares a las labores mineras.**

#### **➤ Cargadores frontales.**

**Tabla No.V.- Comparación en compra y arrendamiento.**

PARAMETROS	U/M	L120	L220	DIFERENCIA
Producción	m <sup>3</sup>	450 000	431 010	18 990
Horas trabajadas	h	12 998	16 516	3 518
Productividad	m <sup>3</sup> /h	34.62	26.10	8.52
Disponibilidad	%	92.8	68.77	16.18
Gastos operación	\$	184 945.58	663 350.63	478 405.05
Costo horario	\$/h	14.23	40.16	25.93
Costo operación	\$m <sup>3</sup>	0.411	1.54	1.129

Como se observa, en la **Tabla No.V**, los cargadores frontales marca VOLVO de menor capacidad, han tenido mejor comportamiento en todos sus parámetros que los de mayor capacidad, adquirido por contratos de arrendamiento sin opción de compras, aunque la atención, en los últimos ha sido mejor.

El cargador frontal L220E, ha sido muy inestable en la operación, manteniendo muy baja disponibilidad técnica (promedio anual 76.62 % de 90.00% pactada), ocasionado por 3655 horas averías (diferencial, bomba hidráulica, sistemas de frenos, brazo del cubo, sellos del reductor, acumulador de presión de los frenos, ventilador, sistema de carga de los frenos, cilindros). En esto ha tenido influencia, que el entrenamiento no se realizó antes de la entrada de los equipos en operaciones.

#### **➤ Bulldozers**

**Tabla No.6.- Comportamiento en compra y alquiler.**

PARAMETROS	U/M	COMPRALIEBNERR	ALQUILER KOMATZU	DIFERENCIA
Producción	m <sup>3</sup>	3200 400	6 166 360	2965960
Horas trabajadas	h	22 522	46 883	24361

Productividad	m <sup>3</sup> /h	142.10	131.52	10.58
Disponibilidad	%	88.97	52.71	36.26
Gastos totales	\$	1 650 540.2	4 012 398	2361857.8
Costo horario	\$/h	73.28	85.58	12.3
Costo unitario	\$/m <sup>3</sup>	0.515	0.651	0.136

Los bulldozers en arrendamientos, no han logrado los indicadores pactados, no se han garantizado las condiciones técnicas para la operación, tienen más de 10 años de explotación, que incide negativamente en la disponibilidad técnica en 36.26% y en la productividad de 10.58 m<sup>3</sup>/h respecto a los de compra. Los adquiridos por compra se han afectado, mayormente a partir de segundo año de explotación por la falta de soporte técnico para el mantenimiento y solución de averías, falta de equipos para el traslado de los mismos a distancia mayores de 500 metros, ejecución de trabajos que en la minería en los cuales se requiere de una potencia del motor de 231 KW/310Hp y estos equipos solo alcanzan 79 KW/240Hp.

### ➤ Moto niveladoras

En esta línea de equipos solo se han ejecutado contratos de compra, marca GALION y VOLVO. A pesar de que el comportamiento de estas ha sido bueno, ambos contratos se vieron afectados por falta de entrenamiento al personal de mantenimiento y de soporte técnico. En el caso de la VOLVO en su tercer año hubo que reponerla por un modelo nuevo porque declinó su disponibilidad en un 30.00% con relación al segundo año de explotación, además de las deficiencias señaladas en la negociación en los análisis efectuados se concluyó que el modelo base era CHAMPION, con muy pocos componentes VOLVO, siendo incluso para los especialistas de VOLVO desconocida (la de cambio es VOLVO completa) y mantiene disponibilidad del 90.00%.

### **Segunda etapa. Valoración de las metodologías aplicadas para la adquisición de equipos mineros.**

Aunque la tendencia, después del año 2003 ha sido la compra de equipos y la contratación de los servicios de asistencia técnica y mantenimiento, en sus diferentes variantes que garanticen mayor disponibilidad de las flotas, en la Unión CubaNíquel para su ejecución se requiere de los pasos siguientes:

#### **Esquema No.1.- Pasos a seguir para la compra de equipos (compras).**



En el Estudio de Factibilidad, se establecen los parámetros de la fundamentación técnico económica para la adquisición de equipos, especificando en que consiste la inversión, reflejando la situación actual del parque de equipos en explotación, el tipo de equipo, parámetros de explotación, capacidad, inventario, estado técnico y años de explotación utilizando los coeficientes de aprovechamiento del parque, capacidad de carga, grado de renovación del parque, aprovechamiento del recorrido, coeficiente de disponibilidad técnica, tipo de combustible utilizado a través de datos reales, así se determinación de la propuesta de equipos a adquirir que debe corresponderse con el objeto social de la entidad, incluida la evaluación económica financiera costo de la inversión, capital de trabajo, costo de operación, fuente de financiamiento. Todo esto se resume en el Plan de Inversiones que lleva prácticamente los mismos niveles que el estudio de factibilidad así como el proceso de contratación. Como se observa en el **Esquema No I**, para la compra de equipos se requiere de 7 pasos, siendo muy difícil de garantizar en un año el cumplimiento de los objetivos proyectados con la compra. En los arrendamientos son 5 pasos, es decir 2 niveles menos de ejecución.

### Esquema No.2.- Pasos a seguir para adquisición de equipos (arrendamientos)



Por lo anterior, el arrendamiento, sigue siendo atractivo para las empresas que no cuentan con crédito o financiamiento para la compra de equipos y tienen una producción estable que le permite planificar estos gastos en su presupuesto para la operación como es el caso de la empresa comandante Ernesto Che Guevara.

### Tercera etapa: Denominación y clasificación de los contratos y términos o aspectos técnicos que intervienen en las negociaciones de los equipos mineros.

La denominación de los contratos de adquisición (por compra) de equipos ó tecnologías mineras, están vinculadas a niveles de producción, fabricantes, suministradores, proveedor técnico o de servicios, entre las más comunes:

1. **Contratos de compra de equipos con soporte técnico**, son para empresas que cuentan con la infraestructura de servicios y mantenimientos (generalmente para proyectos pequeños) y con un solo proveedor que facilite los repuestos y la asistencia técnica.

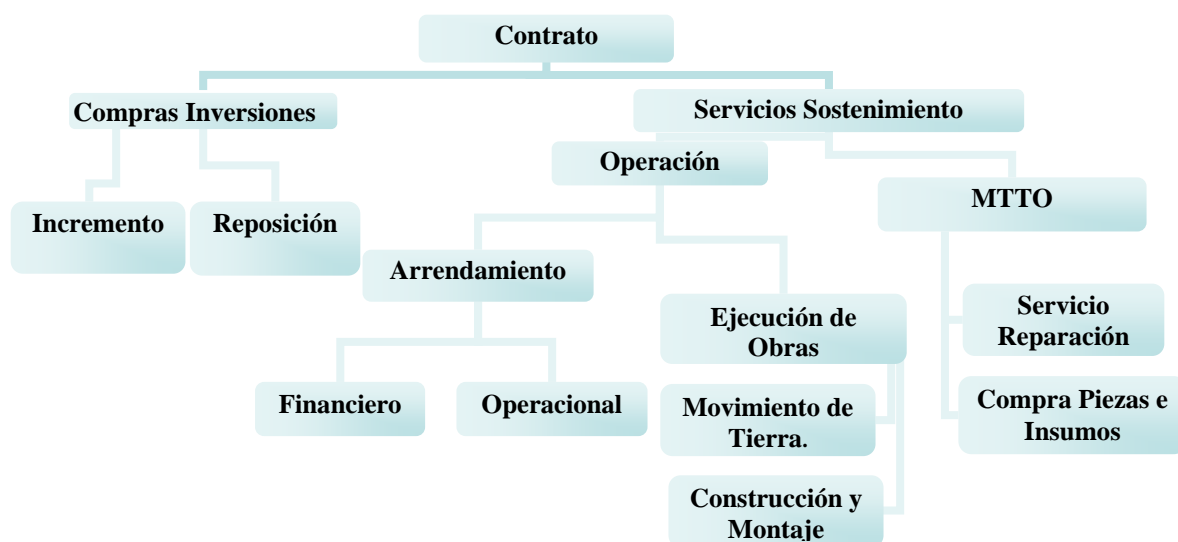
2. **Contratos de compra de equipos con la inclusión de los servicios de reparación y mantenimiento**, son aplicables a grandes proyectos Mineros ó empresas de producciones mínimas de 5 000 ton/día.
3. **Contratos de arrendamiento ó alquiler de equipos sin opción ó con opción de compra**, para empresas que no cuentan con financiamientos disponibles para la compras de equipo o para la ejecución de un proyecto con plazo determinado.

En la Unión Cuba Níquel, desde que se inició la explotación de los yacimientos de las diferentes fábricas, se han realizado varios tipos de negociaciones o formas de adquisición o contratación de equipos, tecnologías y servicios, para las diferentes etapas que forman el flujo tecnológico de las mismas, manteniendo de forma general la clasificación establecida en nuestro ministerio (**contratos de compras y servicios**).

1. Contratos de compras (inversión y mantenimiento), los contratos por Inversiones, se aplican para adquisición de activos fijos ó medios básicos, ejecución de proyectos ó estudio de factibilidad para nuevas inversiones modificaciones de las instalaciones actuales, todos proyectados en los planes de inversiones de las Empresas. En esta modalidad se aplicaron los contratos por convenio comerciales. Los contratos por mantenimiento, son para la adquirir materiales, piezas e insumos para la explotación de los equipos e instalaciones mineras (planificados en los planes de mantenimiento de las empresas).
2. Contratos de servicios (mantenimiento y operaciones), los contratos de servicios para mantenimiento, son los de reparación y mantenimiento para los equipos que forman las instalaciones industriales de los flujos tecnológicos mineros y de los equipos automotores. Los contratos para operaciones, son los de arrendamiento ó alquiler de equipos y los de movimiento de tierra para la ejecución de las labores mineras.

Basado en la experiencia de más de 70 años de adquisición de equipos y de otros países de gran desarrollo en la minero, para un mejor control y categorización a este trabajo, en Unidad Básica Mina de la Empresa Comandante Ernesto Che Guevara, se propone una denominación propia a los contratos de adquisición de equipos mineros a implementar en nuestro sistema de Gestión Empresarial, que puede ser aplicable a la organización.

### Esquema No. 3.- Propuesta para la denominación de contratos de equipos mineros.



Los contratos de compras, los que se ejecutan por inversiones para la reposición de los equipos e instalaciones mineras en explotación vencido su tiempo de amortización y por incremento por aumento de los planes de producción, nuevos proyectos de minería. Además estos contratos requieren de anexos ó contratos adicionales que contemplen todos los servicios técnicos. Estos contratos permiten la adquisición de activos fijos ó medios básicos, los cuales deben estar proyectados en estudio de factibilidad y planes de inversiones de la empresa.

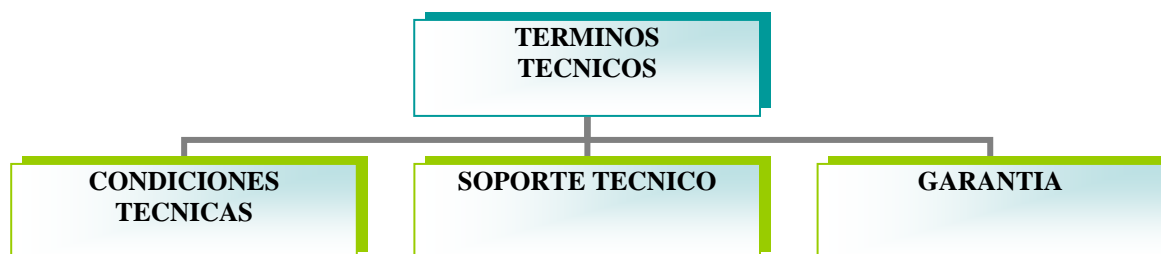
Los contratos de sostenimiento, los que ejecutan por el presupuesto de operaciones o mantenimiento para la adquisición de equipos en alquiler ó arrendamiento en la modalidad de operacional ó financiero de la cual depende el alcance de los servicios técnicos, Los de ejecución de obra para trabajo movimiento de tierra calculado por renglones variante con relación a la obra a ejecutar (destape, construcción de caminos, drenaje).

### **Clasificación de los términos técnicos a tener en cuenta en el proceso de contratación de los equipos mineros para lograr mayor eficiencia productiva en su explotación.**

Resumiendo la experiencia de más de 15 años de explotación minera en la empresa Comandante Ernesto Che Guevara, sin tener en cuenta el período de preparación de reservas, se han obtenidos resultados, buenos, regulares y malos en las diferentes modalidades de contratos aplicados, sujeto al comportamiento de los términos pactados de las negociaciones que se reflejan o no en el cuerpo del contrato.

En sentido general el cuerpo de los contratos lo forman aspectos o cláusulas, legales, económicos y técnicos, relacionándose entre si, dependiendo cada uno de los otros, siendo muy influyentes y determinantes los aspectos técnicos. Entre las cláusulas, existen varios que son considerados legales que también pueden denominarse como técnico, por la influencia que tienen en el buen funcionamiento de los equipos, dependiendo de ellos alrededor del 50.00 % de la eficiencia en la explotación del equipamiento, por lo que deben estar bien detallados, pues de ello

#### **Esquema No.7.- Términos técnicos para contratos de equipos mineros.**



Se denominan **condiciones técnicas**, a los términos que son fundamentales para que se cumplan los términos técnicos, legales y económicos: En el **plazo de entrega**, se especifica detalladamente la condición de entrega, si es marítima, aérea ó terrestre, lugar de destino y el plazo de llegada de la mercancía, para tenerlo en cuenta en la planificación en las actividades productivas para la que se planificó su adquisición. En el **envase y embalaje** la mercancía objeto del contrato, debe envasarse y embalsarse de conformidad con las normas internacionales, empleando para ello los materiales, elementos, accesorios, procedimientos y métodos para acondicionar, preservar, resguardar y proteger la misma de los agentes externos que pudieran dañar su valor económico y capacidad de intercambio comercial durante el período de transportación marítimo, terrestre ó aéreo, teniendo en consideración eventuales transbordos, tiempo de travesía y condiciones climatológicas, para que llegue en óptimas condiciones hasta el momento y lugar en que será empleada. La **calidad**, es factor fundamental en los



términos que influyen directamente en los términos técnico y debe cumplirse La mercancía objeto del contrato debe ser entregada como se acuerde en la negociación (nueva ó uso), conforme a las normas o especificaciones técnicas, características de calidad modelo y particularidades que se estipulan correspondiendo al efecto por la construcción de materiales y manufactura empleada en la fabricación de las mismas. En los negociaciones realizadas, se han presentado deficiencias por el incumplimiento de la **inspección** en origen (fábrica) ó puerto de embarque, que afectan la utilización de los equipos en diferentes condiciones de trabajo como son los focos de trabajo (ubicados en la parte superior de la cabina, rejillas protectoras, composición de los kit para mantenimiento, etc.), generalmente se realiza en puerto de destino que ocasiona demora en la solución de estas deficiencias por lo que es necesario que las partes inspeccionen y comprueben la calidad de la mercancía objeto del contrato con anterioridad a su embarque, acreditando la inspección y pruebas realizadas mediante certificados de inspección.

Se denomina al **soporte técnico**, específicamente a los términos que más influyen directamente con la explotación y eficiencia de los equipos contratados. La **capacitación**, es la garantía de la correcta operación de los equipos y solución de averías, por lo que la **documentación técnica**, es básica, debe ser parte de la mercancía sin costo alguno (3 juegos en idioma Español), que incluya los planos, instrucciones y dibujos, suficientemente detallados a fin de que permitan la puesta del servicio de mantenimiento y reparación y utilización segura, de la mercancía objeto del Contrato. Entregarlo también en formato digital. El **entrenamiento**, debe realizarse para servicios de mantenimiento en los talleres de los fabricantes de equipos y en los yacimientos en explotación para operaciones.

En la **puesta en marcha**, de los equipos debe estar presente el representante de la firma o empresa vendedora o arrendadora y firmará el acta del estado técnico de los mismos, que será entregada al explotador como garantía para efectuar los pagos del valor acordado en el contrato.

El técnico encargado de la **asistencia técnica** debe ser de fabricante ó del proveedor de servicios técnicos, tendrá que permanecer por el período de un año y en contrato de arrendamiento por el tiempo que se pacte el mismo, en las instalaciones de explotación de los equipos con todas las condiciones y medios que garanticen un trabajo eficiente.

A través del **servicio de postventa** en los contratos de compra, las piezas de repuestos serán garantizadas por un término no menor de 10 años y estas se realizarán por pedidos independientes al contrato de los equipos por años. Los accesorios adicionales vendrán con los equipos para su correcto funcionamiento y estos serán reflejados en el cuerpo del contrato. En los contratos de arrendamientos, el proveedor será responsable de conjunto con el proveedor de servicios garantizar estos servicios técnicos. Además **el Vendedor o el arrendador debe lograr:**

1. Almacenes de consignación con garantías de piezas para la operación.
2. Mecanismo eficiente para el traslado de las piezas del origen al destino.

La **garantía** tiene influencia directa en el costo de operación, puede hacerlo mayor o menor si es cancelada o no o mal pactada en la negociación, que depende de las condiciones de explotación y tipo de contrato: Esta debe reflejar los aspectos siguientes:

1. Deberá incluirse, tanto por horas como por tiempo de explotación las cuales pueden ser:
  - Para los contratos de compras 6000 horas de trabajo desde su puesta en marcha ó un año lo que ocurra primero.
  - Para los contratos por arrendamientos (leasing) operacionales sin o con opción de compras no se pactara de forma independiente sino será incluida en el valor total del período de arrendamiento.
  - Para los contratos por alquiler financieros sin o con opción de compras la garantía debe ser de fabrica (1500-2000 ó 2500 horas de operación) depende de la línea de equipo que se contrate.

2. Las piezas que resultaren defectuosas durante el período de garantía y cuyos daños se deban a defectos en la fabricación o calidad de los materiales u otras causas no imputables a incumplimientos de los regímenes de explotación y/o el mantenimiento serán repuestas libre de costo y en un período que no excederá de los 30 días laborales a partir de emitida la reclamación.
3. Las mercancías renovadas quedan garantizadas en los mismos términos y condiciones que la mercancía original. Esta disposición no se aplicará a aquellas otras partes de la mercancía que no resultaren defectuosas, para las cuales el período de garantía se prorroga solamente por el tiempo en que la mercancía haya estado inmovilizada como consecuencia del defecto descubierto.

Además de estos aspectos es muy importante en las negociaciones de equipos mineros por parte de las empresas compradoras garantizar:

1. Mecanismo de compra interno que permita el suministro estable de piezas para después del periodo de garantía.
2. Estricto control de las operaciones según lo rigen los manuales de operación de los mismos.
3. No violar los mantenimientos planificados con relación a las horas trabajadas.
4. Realizar los mantenimientos diarios supervisión antes de iniciar la operación.

## CONCLUSIONES

1. Por diferencia en avances tecnológicos de los equipos mineros adquiridos a partir del año 1997 en relación con los equipos soviéticos no se hizo el análisis comparativo. A pesar de esto destacamos que estos equipos en el primer quinquenio tuvieron buenos resultados tanto técnico como económico, debido a que la negociación se realizó y ejecutó con todos los servicios técnicos necesarios.
2. Con las negociaciones de los contratos de compras (Inversiones) se ha logrado,;
  - Incremento del 30 % de la disponibilidad técnica de los equipos VOLVO con relación a los equipos soviéticos.
  - Posibilidad de aplicación de diferentes sistemas de explotación minera que ha permitido la extracción de reservas remanentes., disminución de las pérdidas por esta concepto en un 4 %, disminución de la dilución en el yacimiento Punta Gorda hasta -0.08 %.
3. Las negociaciones de contratos de arrendamiento sin opción de compras (financieros), ha demostrado:
  - La disponibilidad, no es el único parámetro condicional para el pago de las mensualidades, porque los camiones aunque lograron incrementarla en 2.12% , no cumplieron la utilización de la flota en 0.64 unidades, la productividad en 21.83 m<sup>3</sup>/h y un incremento en el costo de operaciones en 0.24 \$/m<sup>3</sup>
  - Los equipos de arranque y carga, no lograron los parámetros técnicos económico proyectados, (la retroexcavadoras disminuyen la disponibilidad técnica en 7.32 % incidencia negativa en el costo total en 0.25\$/m<sup>3</sup>, el cargador la disponibilidad técnica en 21.23 % con incidencia negativa en el costo total en 1.24\$/m<sup>3</sup>.
  - Su factibilidad esta, en el incremento de los indicadores de eficiencia del equipamiento (productividad, utilización, disponibilidad) para que garanticen mayor producción, así suplir el aumento de valor por el interés por las facilidades de pagos.
4. Se demuestra, que la estabilidad de la operación de los equipos mineros, esta dada por la garantía de las condiciones técnicas que se pacten en las diferentes modalidades de contratación.

5. Los contratos por arrendamiento, son más costosos que por compras, pero son la solución óptima para garantizar los niveles de producción en la Unión CubaNíquel por el mecanismo actual establecido en el MINBAS para las compras.
6. La nueva propuesta de denominación de contratos para equipos mineros, nos permite tener mayor organización y control de nuestro trabajo y cumplimiento del Sistema de Gestión de la Calidad implementado a nuestra empresa, además es aplicable a todas las organizaciones del MINBAS.

## BIBLIOGRAFIA

- B. B. Pechevski, 1974. Procesos Mineros a Cielo Abierto. Moscú, editorial Nedra.
- Colectivo de autores del Departamento y Grupo técnico de Operaciones de la unidad básica Mina. Años 1996, 1997, 1998, 2000, 2001, 2002, 2003, 2004, 2005. Informes técnicos de las operaciones mineras. Empresa Comandante Ernesto Che Guevara. Cuba.
- Colectivos de autores, 2001. Proyección técnica del arrendamiento sin opción de compras, Oficina de Inversiones de la Unidad Básica Mina y Departamento de Planificación de la Empresa año 2002, 2003. Cuba.
- Colectivos de Autores de la empresa Importadora de la Unión Cuba Níquel MINBAS. Años 1997, 1998, 2001, 2003, 2005. Contratos de compra de equipos mineros. Cuba.
- Colectivo de autores MINBAS. 2005. Metodología para la Presentación, Evaluación, Aprobación y control de proyectos de la Inversión. Cuba.
- Colectivos de autores de empresa CATERPILLAR Argentina, año 2005. Contratos de manutención y reparación. [www.finningcat.com](http://www.finningcat.com)
- Jorge Arrau, año 2005. Licitación problemas de control, inspección y mantenimiento de sistema de protección. [www.portalminero.com/licitaciones/muestra\\_licitaciones.php](http://www.portalminero.com/licitaciones/muestra_licitaciones.php)
- Lucas Morea, año 2005. Contratos y convenios mineros en Perú. [www.monografias.com](http://www.monografias.com)

## VIABILIDAD AMBIENTAL EN PROYECTOS MINEROS. EJEMPLO ORO GOLDEN HILL

**Higinio Pimentel Olivera**

*Empresa Geominera Camagüey. Carretera Central este Km 5 ½, Camagüey.*

### RESUMEN

La minería es una de las actividades humanas más agresivas respecto al Medio Ambiente, su actitud históricamente irresponsable e indolente ante las condiciones ambientales, la seguridad laboral y los problemas de las comunidades le crearon una imagen negativa ante las comunidades y la sociedad. Pero la sociedad moderna no puede prescindir de la Industria Minera, la que se ha visto obligada a cambiar hacia una actitud preactiva respecto a tan sensibles aspectos, dada la imperiosa necesidad de mejorar su deteriorada imagen.

Es por eso que el concepto de viabilidad en la minería actual tiene en cuenta tres principios: el económico, el ambiental y el social, los que deben manejarse de forma armoniosa. La viabilidad ambiental se determina mediante la identificación y evaluación de los impactos ambientales, cuyos alcances dependen de cuatro factores: tamaño de la explotación, localización del proyecto, método de explotación y características de los minerales.

Golden Hill es un pequeño proyecto minero para la explotación a cielo abierto de menas oxidadas auríferas, a procesar por lixiviación en pilas. Cuenta con un Estudio de Factibilidad positivo y un Estudio de Impacto Ambiental realizado por CESIGMA en 2004.

Se localiza en un área despoblada y de escasos valores naturales, modificada por la acción antrópica precedente, por lo que el alcance de los impactos es limitado. La mayoría de los impactos negativos son reversibles, susceptibles a medidas de mitigación y/o corrección. Por otra parte, la tecnología del proyecto tiene en cuenta los riesgos de contaminación ambiental y prevé todas las medidas necesarias para su control y mitigación. El proyecto mejorará la infraestructura del área, aportará posibilidades de empleo y beneficios económicos a la empresa propietaria y a los trabajadores vinculados al mismo; contribuirá a la reactivación económica de esa comunidad y aportará divisas al país. Por todo ello se considera un proyecto viable desde el punto de vista ambiental y social.

### ABSTRACT

Mining has always been one of more aggressive human activities respect to Environment. An attitude historically irresponsible and indolent respect to Environment, work safety and communities, leads to a negative image of mining industry. But modern society can not leave without mining commodities, so mining industry had to change to a proactive attitude respect to those sensible matters.

Therefore, mining viability at present time is based in three principles: economic viability, environmental viability and social viability, which should be managed harmoniously. Environmental viability is determined by identification and evaluation of environmental impacts, which scope depend on four main factors: size of the exploitation, location of the project, exploitation method and mineral (ore) characteristics.

Golden Hill is a small, open pit, heap leaching gold project with a feasibility study completed. An environmental impacts study was accomplished by CESIGMA S.A. in 2004. Project is located in a deserted area, with sparse natural worth, modified by former men action, so impacts scope are limited. The most of negative impacts are reversible, capable of mitigation and/or correction. In the other hand, project construction takes in account environment contamination risks and includes the necessary elements to preclude or minimize them.

Project helps to improve infrastructure, brings new employment opportunities and profits to the enterprise and its employees as soon as contributes to economic reactivation of that community. Therefore Golden Hill project may be considered viable respect to environmental and social factors.

## INTRODUCCIÓN

La minería es una de las actividades humanas más agresivas respecto al Medio Ambiente. Su actitud históricamente irresponsable e indolente ante las condiciones ambientales, la seguridad laboral y los problemas de las comunidades circundantes, le han ganado una imagen negativa ante las comunidades y la sociedad en general, lo cual sin dudas influyó en la severa crisis que afrontó esta industria en los últimos años de la pasada década.

Pero la sociedad moderna no puede prescindir de la Industria Minera, ya que los minerales y sus derivados se utilizan en todas las ramas de la industria, la construcción, la agricultura, la medicina y prácticamente en todas las actividades humanas. Por tanto los representantes de la industria minera tuvieron que buscar soluciones que le permitieran paliar la situación. Una de las primeras medidas fue el desplazamiento de la actividad minera hacia los países del tercer mundo, donde no se había desarrollado aún una cultura ambientalista y cuyos gobiernos daban prioridad a los beneficios económicos que les reportaban las operaciones mineras. Pero incluso en esos países fue creciendo la oposición de las comunidades y organizaciones no gubernamentales a la actividad depredadora de los grandes consorcios mineros y a estos no le quedó otra alternativa que adoptar un cambio drástico de actitud, debido a la imperiosa necesidad de mejorar su deteriorada imagen. La Iniciativa Global Minera, proyecto que comenzó a partir de 1998, jugó un papel determinante en la consecución de ese objetivo.

En la actualidad los grandes consorcios mineros dedican elevadas sumas para el manejo de los problemas ambientales, la seguridad laboral y el trabajo con las comunidades, a las cuales tratan de integrar a sus proyectos mediante programas masivos de capacitación, programas de salud, viviendas, infraestructura y otros aspectos relacionados con la vida de los pobladores de los distritos mineros. Han pasado a una actitud proactiva que ha dado un vuelco a su antigua imagen y ha contribuido a la recuperación de la actividad minera de los últimos años. Ello no quiere decir que el problema esté resuelto totalmente, pues aún se mantienen operaciones mineras poco responsables en los países en desarrollo, principalmente relacionadas con la llamada pequeña minería.

## LA VIABILIDAD AMBIENTAL

Este es un concepto relativamente nuevo en la actividad minera, a partir de que esa industria asumió una mayor responsabilidad con el Medio Ambiente y el Desarrollo Sustentable. La minería actual opera bajo tres principios: el económico, el ambiental y el social, los que deben manejarse de forma armoniosa antes, durante y después de las operaciones. Ello quiere decir que la viabilidad de los proyectos mineros pasa obligatoriamente por tres momentos: Viabilidad Económica, Viabilidad Ambiental y Viabilidad Social.

La viabilidad ambiental de un proyecto minero se determina a partir de la identificación y evaluación de los Impactos Ambientales que provoca en cada una de sus etapas, incluido el cierre de las operaciones al concluir la vida útil de la mina. En este punto es fundamental el conocimiento de las condiciones ambientales iniciales, conocida como la Línea Base Ambiental, a partir de la cual se identifican y evalúan los impactos.

El alcance de los impactos ambientales de los proyectos mineros depende de cuatro factores fundamentales:

1. Tamaño de la explotación: los proyectos pueden ser grandes, medianos o pequeños y es obvia su relación con el alcance de los impactos respecto al área de influencia de los mismos.
2. Localización del proyecto: los impactos no son iguales en áreas de reservas naturales o áreas densamente pobladas que en áreas agrestes, poco pobladas o con escasos valores naturales.



3. Método de explotación: puede ser a cielo abierto, subterráneo, por disolución, etc. De ellos se considera más agresivo el de a cielo abierto pues se producen vastas modificaciones del paisaje, daños importantes a la flora y la fauna, emisión de grandes volúmenes de polvo, gases, ruido, etc.
4. Características de los minerales: ellas definen el método de beneficio que puede ser físico, químico o una combinación de ambos. Los métodos químicos de beneficio suelen utilizar sustancias tóxicas y contaminantes cuyo manejo inapropiado puede provocar fuertes impactos sobre el medio.

En nuestro país, El CITMA ha implementado las regulaciones necesarias para la protección y conservación del Medio Ambiente y en defensa de los objetivos del Desarrollo Sustentable, estableciendo la obligatoriedad de los estudios de impactos ambientales en el proceso inversionista. En el caso de la actividad minera, las regulaciones ambientales aparecen recogidas en la Ley de Minas, tanto para la explotación minera como para todas las etapas de la prospección y exploración geológica.

El proyecto Oro Golden Hill es un pequeño proyecto minero ubicado en la comunidad San José de la Plata del municipio Jobabo, provincia Las Tunas. Es un área rural apartada, de escasa población, con una economía agrícola en decrecimiento y muy escasos valores naturales, afectados por la actividad antrópica anterior al proyecto. La mineralización de oro aparece diseminada en sulfuros masivos de pirita-enargita en tres sectores conocidos: Big Golden Hill, Little Golden Hill y Three Hills, con una zona de oxidación bien desarrollada, enriquecida en oro, sin cobre, de mineralogía simple, cuya explotación y procesamiento constituyen el objetivo del proyecto. El método minero es a cielo abierto, con un volumen de mineral a procesar por año de 225 mil t, por lo que se considera un proyecto minero pequeño. La tecnología de procesamiento es por lixiviación en pilas y recuperación de oro con polvo de zinc (Merrill Crowe). El proyecto cuenta con un Estudio de Factibilidad positivo para estas condiciones y un Estudio de Impacto Ambiental realizado por CESIGMA S.A. en 2004. En la figura No. 2 se muestra un esquema del flujo tecnológico para el procesamiento de las menas, en el que puede apreciarse los puntos de lavado de las colas y la neutralización de las soluciones de cianuro, medidas encaminadas a la protección del medio contra la acción contaminante del cianuro.

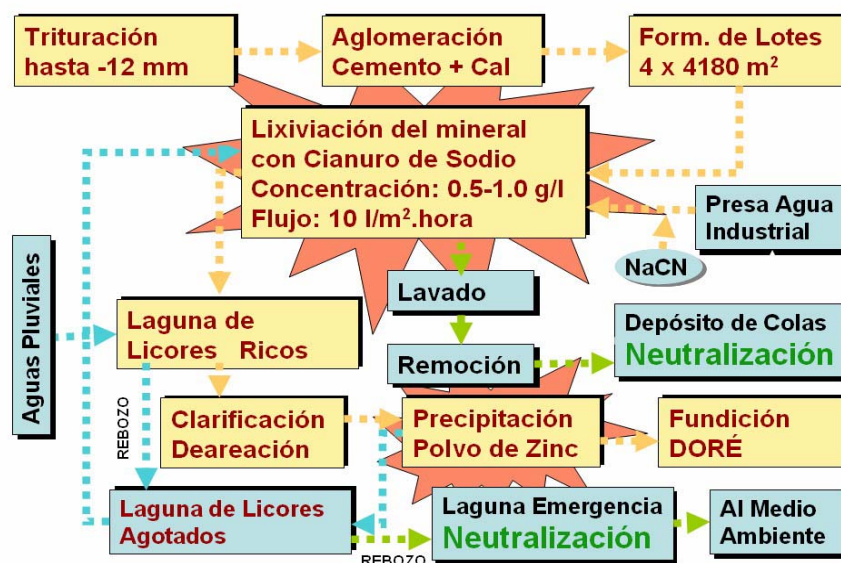


Figura No. 2 Esquema del proceso tecnológico



## CONDICIONES AMBIENTALES ACTUALES (LÍNEA BASE)

La geología está representada por rocas vulcano-fragmentarias de composición media de la Fm Crucero Contramaestre, así como por rocas de alteración intemperizadas y oxidadas de las facies argílica avanzada, argílica y propilítica. El paisaje geomorfológico se caracteriza por una llanura denudativa-acumulativa con vegetación de sabana, sobre la que destaca el grupo de pequeñas elevaciones que conforman el área del yacimiento, cuya cota máxima se encuentra en la Loma San José (Big Goleen Hill), con un **valor de m**. Los suelos son pobres y de escaso desarrollo, con predominio de suelos esqueléticos. La flora está representada por un área extensa de sabana muy antropizada en los alrededores del yacimiento, matorrales secundarios de marabú cubriendo prácticamente el 100 % de las elevaciones, excepto en Big Golden Hill donde persisten restos de bosque semidesiduo; en las márgenes del río aparecen limitadas áreas de bosques de galería. En la fauna se destacan aves acuáticas y zancudas, tilapias y anfibios en el área de la presa; en las áreas de bosque aparecen el gavián caracolero, el guareao, el zunzún, la cartacuba, las tiñosas y otras aves, así como chipojos, lagartijas, jubos, culebras y otros reptiles.

Las principales fuentes contaminantes del aire que se aprecian son el tránsito de vehículos por terraplenes y caminos; la quema de malezas y otros componentes orgánicos. Los contaminantes químicos se hallan dentro de los niveles regionales. Las aguas superficiales están representadas por el arroyo San José y el embalse del mismo nombre al suroeste de Little Golden Hill. Las aguas subterráneas se relacionan con dos tipos de acuíferos: uno fisural no cársico y otro intergranular distribuido localmente en las márgenes del río San José.

San José de la Plata cuenta con 300 habitantes en 136 viviendas. No tiene electricidad, ni transporte colectivo, ni servicios gastronómicos, ni servicios comunales excepto el cementerio. La economía es agrícola en franco decrecimiento debido a la desactivación del CIA Perú y a la emigración de los vecinos de la comunidad hacia el poblado de Jobabo en busca de mejores condiciones. El área se encuentra fuertemente afectada por acciones antrópicas ajenas a este proyecto, las cuales se reflejan en la tala y quema de la vegetación original, sustitución de los ecosistemas originales, modificación de las reservas hidráulicas y el deterioro y eliminación de importantes servicios a la población. Los impactos de estas acciones tienen que ver con el deterioro de la calidad estética del paisaje, la degradación de los suelos, modificaciones a la flora y destrucción del hábitat de la fauna y disminución de la calidad de vida de la población local.



Figura No. 3. Imágenes del área del proyecto y sus alrededores

## IDENTIFICACIÓN DE LOS IMPACTOS AMBIENTALES DEL PROYECTO

Las acciones del proyecto y sus impactos hay que considerarlos en tres fases:

1.- Fase constructiva: desbroce, movimiento de tierra, caminos, construcciones, montaje, etc., en ella se identifican los siguientes impactos:

- Emisión de gases, polvo y ruido por trabajo de equipos pesados, tráfico de camiones, etc.
- Pérdida local de suelo, capa vegetal y diversidad florística.
- Muerte y migración de individuos de la fauna;
- Fragmentación de habitats.
- Cambios en el régimen de escurrimientos.
- Incremento del tráfico terrestre.
- Mejoramiento de viales y obras de fábrica (impacto positivo).

2.- Fase Operacional, la que se divide en minería y procesamiento del mineral. Las acciones de la minería son: desbroce, arranque de mineral y estéril, carga y transporte; construcción de las escombreras, las cuales provocan los siguientes impactos:

- Emisión de gases, polvo y ruido por trabajo de equipos pesados, tráfico de camiones, etc.
- Pérdida local de suelo, capa vegetal y diversidad florística.
- Muerte y migración de individuos de la fauna;
- Fragmentación de habitats.
- Cambios en el régimen de escurrimientos.
- Incremento del tráfico terrestre.
- Microsismos y detonaciones por voladura.

Las acciones del procesamiento son la trituración del mineral, lixiviación, recuperación de oro vía Merrill Crowe, fundición y tratamiento de residuales, las que determinan los siguientes impactos:

- Incremento de los niveles de polvo y ruido.
- Alteración del régimen hídrico en el área.
- Riesgos de contaminación con cianuro y metales pesados de suelos y fuentes hídricas.
- Posibilidad de intoxicación y muerte de especies de la fauna y de seres humanos.
- Mejora de la Infraestructura (impacto positivo)
- Ingresos en MLC (impacto positivo).
- Aumento discreto de las posibilidades de empleo (impacto positivo).

3.- Fase de Cierre, relacionada con la rehabilitación de escombreras y coleras, relleno de piscinas y canalizaciones, desmantelamiento de instalaciones; descompactación y creación de suelos y siembra de especies vegetales, las que dan lugar a los siguientes impactos positivos.

- Recuperación de capa vegetal en sectores.
- Siembra de árboles y especies vegetales.
- Recuperación de habitats en sectores.
- Se eliminan fuentes y focos contaminantes.

## EVALUACIÓN DE LOS IMPACTOS

El proyecto es pequeño y ubicado en un área despoblada y de escasos valores naturales, modificada por la acción antrópica precedente, por lo que el alcance de los impactos es limitado. La mayoría de los impactos negativos son reversibles, susceptibles a medidas de mitigación y/o corrección. Por otra parte la tecnología constructiva del proyecto del proyecto tiene en cuenta los riesgos de contaminación ambiental y prevé todas las medidas necesarias para su control y mitigación. El

proyecto mejorará la infraestructura del área, aportará posibilidades de empleo y beneficios económicos a la empresa propietaria y a los trabajadores vinculados al mismo; contribuirá a la reactivación económica de esa región y aportará divisas al país. El plan de cierre contempla la rehabilitación de las variables ambientales afectadas, algunas de las cuales en este caso superarán su estado actual. Por todo ello se considera un proyecto viable desde el punto de vista ambiental y social.

## CONCLUSIONES

1. El estudio de la Línea Base Ambiental del proyecto Oro Golden Hill demostró los escasos valores naturales del área del proyecto, así como su degradación por actividades antrópicas precedentes.
2. La identificación y evaluación de los posibles impactos ambientales del proyecto Oro Golden Hill, permite clasificar el proyecto como viable desde el punto de vista ambiental si se cumplen estrictamente los parámetros de diseño del proyecto y las medidas de corrección y mitigación previstas, así como el plan de cierre diseñado.
3. Como resultado del plan de cierre previsto las condiciones ambientales del área pueden superar las condiciones actuales.

## BIBLIOGRAFÍA

- Camus, J.P. *Management of mineral resources. Mining Engineering, January 2002, pp. 17-25.*
- CESIGMA S.A. *Estudio de Impacto Ambiental Proyecto Oro Golden Hill, La Habana, 2004.*
- CITMA, 2001. *Guías para la realización de las solicitudes de Licencia Ambiental y los Estudios de Impacto Ambiental.*
- Cosío Villa S. J., 2001. *Minas a tajo abierto. Consideraciones ambientales y de ingeniería antes, durante y después de su operación. Revista GEOMIMET, México, No. 233 del 2001, pp. 28-36.*
- Engineering and Mining Journal. This month mining, november 2001, pp.12-16.*
- Engineering and Mining Journal. Brazil: An Industry on The Rise, Jan/Feb 2005, pp.26-33.*
- Gómez O. y otros, 2002, *Estudio de Factibilidad para la Explotación y Beneficio de las menas oxidadas del yacimiento Golden Hill, 2002, ONRM.*
- Pimentel H., A. De la Torre, F. Roque y otros, 2002, *Informe Final de la Exploración Detallada de las menas oxidadas del yacimiento Golden Hill. Trabajos complementarios, 2002, ONRM.*

## VENTAJAS MEDIOAMBIENTALES DE UNA LANZA TÉRMICA DE GAS (GAS FLAME-JET), DE CARA A SU APLICACIÓN EN CANTERAS DE GRANITO

**José Manuel Baltuille<sup>(1)</sup>, Fernando Alfonso de Molina<sup>(2)</sup> y Carlos Gazapo<sup>(2)</sup>**

<sup>(1)</sup> Instituto Geológico y Minero de España. Área de Rocas y Minerales Industriales. Ríos Rosas, 23 / E-28003 Madrid. [jm.baltuille@igme.es](mailto:jm.baltuille@igme.es)

<sup>(2)</sup> CIECSA E-28026 Madrid. [falfonso@iies.es](mailto:falfonso@iies.es)

### RESUMEN

La Lanza Térmica de gasoil es uno de los sistemas de corte de granito, en cantera, más común.

Se trata de un método sencillo, rápido fácil de utilizar y económico, pero produce grandes desventajas de tipo medioambiental. La principal es su alto grado de contaminación acústica (120-140 dB), junto con un alto riesgo de contaminación de suelos y acuíferos, por pérdidas de gasoil y un elevado grado de contaminación atmosférica, derivada de los productos de la combustión del gasóleo, y de los inquemados, alguno de los cuales tienen, como el SO<sub>2</sub>, un alto poder contaminante.

Desde 2000 a 2006 el IGME ha desarrollado un proyecto de I+D de una “Lanza Térmica Ecológica” que utiliza propano en vez de gasoil como combustible.

Los resultados obtenidos hasta ahora (con un pre-prototipo) han sido muy prometedores: los niveles de ruido son mucho menores (hasta un 20 % menos), no genera contaminación por SO<sub>2</sub>, la anchura de corte es menor y la velocidad de corte es similar.

Ello abre un campo de investigación futuro muy interesante, pues con esta herramienta no se pretende competir con el hilo diamantado pero sí utilizarla para muchas de las operaciones necesarias en una cantera y donde los otros métodos de arranque son menos efectivos.

### ABSTRACT

*The Diesel Oil Flame-jet is one of the most current systems of granite cutting on quarry.*

*It is a mining method with very many advantages: rapidity, simplicity of application, goods cutting ratios and economicity in combustible and equipment costs, but it has very great disadvantages too. The principal disadvantages are related with environmental agents. This method products a high-level acoustic contamination (120-140 dB), a great risk of soils and water pollution and finally, a high grade of atmospheric contamination.*

*From 2000 to 2006 the IGME developped an investigation project about a new “Ecologic Flame-jet” that would use propane and no diesel oil. The first results are: the noise levels using gas are smaller that using diesel oil (until 20 % minor), the propane has a very much clean combustion that diesel oil (no sulphur components) and the velocity of cutting is similar in both cases.*

### INTRODUCCIÓN

El Instituto Geológico y Minero de España, a través de la Dirección de Recursos Minerales y Geoambiente y de su Área de Rocas y Minerales Industriales, específicamente, tiene las competencias del estudio y la investigación de todo lo referente a las rocas ornamentales, tanto desde el punto de vista geológico-minero como sus implicaciones de índole medioambiental y de desarrollo tecnológico.

El método actual de corte de granito en cantera, por medio de una lanza térmica, se basa en la combustión de una mezcla de gasoil y aire. La alta temperatura que alcanza la llama calienta los cristales presentes en la roca hasta producir la rotura de ésta.

El procedimiento es eficaz y se caracteriza por su economía y rapidez. Presenta, sin embargo, varios inconvenientes desde el punto de vista medioambiental, que alcanzan tal grado de importancia que

están conduciendo a la progresiva retirada de las lanzas térmicas en favor del corte con hilo diamantado.

La lanza térmica con gasóleo presenta los siguientes problemas para su aplicación:

1. Produce una **gran contaminación acústica**, incluso a grandes distancias del frente de trabajo.
2. Presenta un **elevado grado de contaminación atmosférica**, derivada de los productos de la combustión del gasóleo, y de los inquemados, todos ellos con un alto poder contaminante.
3. Genera un **considerable riesgo de contaminación de suelos y de aguas** subálveas o someras debido a la frecuencia de derrames, pérdidas, etc., como consecuencia de la manipulación del combustible, principalmente en la zona de almacenamiento durante las operaciones para repostar.
4. Otro inconveniente, aunque no de índole medioambiental, es la **alta superficie de corte** que se obtiene, con anchuras que pueden alcanzar los 10-15 cm, con la consiguiente pérdida de material.

## ANTECEDENTES

Uno de los procedimientos más simples en cantera para la individualización del macizo canterable de grandes masas de granito (precorte), es el de la lanza térmica (Flame-jet).

Un precorte eficiente es la primera fase de un método de explotación rentable. Si esta primera operación no se realiza con el máximo cuidado y con unos costes limitados, se comprometerá gravemente la rentabilidad de la cantera.

La característica básica de una masa de rocas ornamentales es la ausencia de fracturas en su seno o, al menos, que la red de fracturas o diaclasas sea lo suficientemente amplia para que los bloques que pueden extraerse tengan un tamaño adecuado, y siempre lo mayor posible. Debido a la dificultad de encontrar masas canterables que posean esta cualidad, a la que deberán superponerse después otras como las características ornamentales de la roca (vistosidad, color, uniformidad, etc.) y de calidad (ausencia de minerales oxidables, resistencia mecánica, heladicidad, etc.), es especialmente importante lograr el arranque sin provocar agresiones de tipo mecánico en los frentes, que pudieran producir la rotura del granito, disminuyendo así el tamaño de los bloques que se pueden obtener e, incluso, haciendo imposible la explotación de la cantera.

El método artesanal primitivo de arranque con cuñas, que exige una gran pericia a los canteros y tiene una productividad muy limitada, se complementa con el uso de pequeñas voladuras. El empleo de explosivos de poca potencia, pólvora o cordón detonante, en filas de barrenos que delimitan el bloque que se pretende liberar, presenta el riesgo de producir fracturas no deseadas que arruinen el yacimiento. Por ello en las canteras más modernas se ha limitado el empleo de estos métodos a los tiros de levante, para producir el corte de la cara horizontal, de base, del bloque.

En busca de un mayor rendimiento, y para eliminar los riesgos de rotura de la piedra, se han desarrollado y aplicado diferentes métodos alternativos, con mayor o menor éxito. El hilo de diamante y el corte con lanza térmica son procedimientos muy eficaces y se han impuesto definitivamente en las modernas canteras. No obstante, problemas de diversa índole, están dando como resultado un progresivo abandono de la lanza térmica. Estos problemas, en principio, están derivados del empleo de gasoil como combustible.



Este procedimiento consiste en la utilización de un quemador de gasoil que produce una llama de gran potencia calorífica, con la que se consigue el corte del granito por rotura de los cristales que forman la roca. Las altas temperaturas logradas en el seno de la llama producen el calentamiento de los cristales de cuarzo, feldespato y mica, principales minerales presentes. Los diferentes coeficientes de dilatación térmica de cada uno de ellos provocan tensiones que conducen a la rotura de la roca y que se ven favorecidas por la anisotropía de los cristales respecto del coeficiente de dilatación térmica.



Figura1. Proceso de corte con lanza térmica de gasoil

La alta velocidad de los gases de combustión y del exceso de aire inyectado al quemador, provoca el arrastre de los detritus formados, facilitando el avance del corte.

La herramienta utilizada es esencialmente un tubo de acero por uno de cuyos extremos se inyectan por separado aire comprimido y gasoil a altas presiones (Figura 1). El aire comprimido se inyecta a 6 bares y el gasoil a 4 bares. El tubo, de unas dimensiones de 1 m de longitud y 80 mm de  $\varnothing$ , funciona como una cámara de mezcla, en cuyo seno las altas turbulencias favorecen la mezcla íntima por producir la atomización del combustible, que pasa a disgregarse en diminutas gotas. Esta mezcla combustible sale por uno orificio de 3/4" aproximadamente, en el otro extremo del tubo, en donde se produce la combustión. La llama obtenida tiene aproximadamente 1 m de longitud, con una temperatura de 1.600 °C y una potencia de 400.000 Kcal/h.

El procedimiento descrito presenta la enorme ventaja de su economía y sencillez frente a otros métodos como el hilo adiamantado o el corte con voladuras, cuñas, etc.; sin embargo, la utilización del gasoil como combustible presenta *un grave inconveniente de carácter medioambiental* que está conduciendo a su desaparición de las canteras. Se trata del ruido, que arroja medidas de hasta 140 dB a unos 100 m de distancia de la lanza, sobrepasando ampliamente el umbral del dolor, lo que le hace inadmisibles para algunas situaciones, por lo que los OTC en materia medioambiental y minera prohíben su utilización.

Además, la combustión del gasoil es sucia, provocando una gran cantidad de humos con alto contenido en inquemados, alguno de los cuales tienen, como el  $\text{SO}_2$ , un alto poder contaminante. Existen, además otros inconvenientes, como son los olores del gasoil y los riesgos de contaminación de suelos o acuíferos subálveos debido a los vertidos o derrames accidentales.

Este conjunto de factores negativos medioambientales está conduciendo al abandono de su utilización, a pesar de las ventajas señaladas con anterioridad (economía, manejabilidad, etc.).

En 2000 el IGME, inició un estudio de I+D sobre una nueva "lanza térmica ecológica" que aunase las ventajas inherentes a la de gasoil, en cuanto comodidad y rapidez, pero que *disminuyese fuertemente sus graves inconvenientes medioambientales* (ruido, contaminación de acuíferos, vertidos, etc.), actuando sobre la utilización como combustible de GPL, principalmente propano comercial. El empleo del propano ofrece una serie de ventajas importantes a la hora de su utilización como combustible para la herramienta de corte:



- **Produce una combustión mucho más limpia**, prácticamente libre de inquemados o de productos contaminantes como los óxidos de azufre, cuya presencia en el gas es despreciable.
- **Los niveles de ruido son menores**, ya que al no ser precisa la vaporización previa del combustible y poseer un elevado poder calorífico es posible trabajar con presiones del gas en el quemador relativamente bajas, ya que su velocidad de salida es sólo ligeramente superior a la de combustión, para evitar así el retroceso de la llama.
- El mayor poder calorífico del propano debe permitir trabajar más rápida y eficazmente, logrando un **ahorro de tiempo y de combustible**, así como realizar un **corte más estrecho y limpio** con el que se obtenga un mayor aprovechamiento del material explotado.

## METODOLOGÍA

Para alcanzar los objetivos propuestos se diseñaron las siguientes fases:

### 1ª Fase. Recogida de información

Recogida y análisis de la información disponible sobre esta metodología de corte de granito, contactando con los principales fabricantes de maquinaria y herramienta de laboreo de canteras de rocas ornamentales, para compartir la experiencia que pudiesen poseer sobre el tema.

### 2ª Fase. Caracterización del quemador

Recopilación de la mayor cantidad de información disponible sobre las características y propiedades de los principales quemadores existentes en el mercado y que se ajustasen, en primera aproximación, a las necesidades del estudio planteado. Esta fase incluía visitas a los principales centros de diseño y producción de quemadores industriales, a fin de establecer sus características técnicas.

### 3ª Fase. Definición y desarrollo del equipo

Elección del modelo de quemador que más se ajuste a las necesidades del Proyecto, atendiendo principalmente a los siguientes factores: caudal necesario de combustible, longitud adecuada de la llama en función de la profundidad de corte, distribución de las temperaturas en la llama y de la velocidad de propagación de la combustión en el propio combustible, para conseguir una relación adecuada entre caudal y velocidad de salida del gas, de manera que no se produzcan desprendimientos ni retrocesos de la llama y se logre una penetración óptima en el corte. Así mismo, se prestará especial atención a la regulación del gas a la entrada del quemador, para determinar el rango óptimo de presiones de trabajo.

En base a la experiencia obtenida, se realizaría su puesta a punto para la realización de pruebas en taller.

### 4ª Fase. Experimentación del equipo (en taller)

Realización de pruebas de corte en taller sobre material procedente de sobrantes de cantera y de talleres de labra. Durante los trabajos de experimentación se atendieron a los siguientes aspectos: niveles de emisión de ruidos, velocidad, anchura y profundidad del corte, tamaño de los detritus producidos, consumo y tiempos.

Las pruebas se llevaron a cabo a diferentes presiones, buscando optimizar la operación, en función de los citados aspectos de longitud de llama, velocidad de salida del gas, etc.

### 5ª Fase. Reajuste del equipo

En función de los resultados obtenidos en la fase anterior, se modificarán aquellos aspectos constructivos o de diseño del quemador que sean necesarios, a fin de corregir los problemas que hubiesen podido ser detectados y así optimizar su funcionamiento.

#### 6ª Fase. Experimentación del equipo (en cantera)

Una vez puesto a punto el modelo de quemador adecuado, se realizarán pruebas en cantera, a fin de ejecutar precortes en los lugares en los que habitualmente se utiliza la lanza térmica a gasoil y conocer el funcionamiento del equipo en condiciones “cuasi” reales de trabajo.

En esta fase se constatarán los rendimientos reales y los costes de operación con la lanza térmica de propano. Se tomaron medidas del ruido, realizando un estudio complementario de toma de datos, a fin de completar el estudio realizado en la 4ª Fase.

#### 7ª Fase. Conclusiones

En función de los resultados obtenidos en las fases anteriores, se podrán establecer las conclusiones que se deriven del trabajo en relación, fundamentalmente, al comportamiento medioambiental del sistema de corte con propano como combustible, aunque también se prestará atención especial a los factores económicos y a los rendimientos del corte del granito.

Si los resultados son satisfactorios, en todos o en la mayoría de los aspectos analizados, se planteará la necesidad de afrontar el desarrollo de un prototipo, donde se resolverían todos aquellos aspectos constructivos o de diseño del quemador que no hubiesen funcionado correctamente en fases anteriores, de cara al posterior diseño de una patente industrial.

### **PRIMERA FASE DE EXPERIMENTACIÓN (2000-2001): QUEMADOR ATMOSFÉRICO**

En esta etapa la investigación se centró en la utilización y adecuación de quemadores atmosféricos, debido a la simplicidad de su manejo.

El empleo de este tipo de quemador hace innecesario el uso de aire comprimido, lo que significaba, “a priori”, una mayor facilidad de manipulación del útil. Sin embargo las experiencias de campo realizadas han demostrado que, aunque las potencias alcanzadas permiten realizar el corte y rotura de la roca, no producen el efecto buscado; pues, aunque se pueden alcanzar potencias de hasta 200.000 Kcal/h, que en principio bastarían para el corte del granito con niveles de ruido sorprendentemente reducidos, una serie de factores, derivados fundamentalmente del funcionamiento básico del quemador, limitan seriamente su efectividad.

Con el quemador atmosférico se conseguieron velocidades de corte de 20-25 cm/h, lo que indica que los quemadores atmosféricos son capaces de realizar el trabajo, si bien son necesarias potencias superiores a las manejadas durante el estudio.

Las experiencias realizadas demuestran que para conseguir los caudales necesarios para desarrollar potencias de 200.000 Kcal/h, dentro del rango de velocidades de propagación de la llama en el propano (0,1 m/seg), a fin de evitar el desprendimiento de la llama hay que recurrir a quemadores atmosféricos con un diámetro excesivo, lo que los hace difíciles de manipular.

Los ensayos en taller han demostrado que las altas velocidades de los gases son necesarias debido a que cumplen con la importante función de arrastrar los detritus que se van produciendo, evitando así el fenómeno de sobrecalentamiento de la roca, lo que puede conducir a su rotura en direcciones aleatorias.

Los resultados obtenidos respecto a los umbrales de sonoridad en las pruebas realizadas en taller, tanto en nave (Barcelona) como a cielo abierto (Sierra de Madrid), han sido excelentes (60-70 dB a 5 m del equipo, en pleno corte de bloque).

## SEGUNDA FASE DE EXPERIMENTACIÓN (2002-2005). QUEMADOR DE “PREMEZCLA”

A la vista de los resultados obtenidos con el quemador atmosférico, nos planteamos la necesidad de realizar un estudio dirigido a poner a punto un quemador de “premezcla”, de modo que la mezcla de propano y aire se realice antes de la entrada en el cuerpo del quemador. Esta mezcla debe ser lo más ajustada posible a la proporción estequiométrica teórica, pudiendo entonces variar tanto los caudales de gas como sus velocidades, sin problemas de desprendimiento de llama, y por tanto sin merma de la potencia. Con este sistema pueden alcanzarse velocidades superiores a 100 m/seg, sin que se produzca el desprendimiento de la llama.

Se consideró la necesidad de ensayar en cantera el diseño del nuevo quemador, atendiendo a los mismos factores que en el caso del quemador atmosférico, pero haciendo especial hincapié en el factor ruido; ya que el quemador de premezcla, al desarrollar velocidades mucho más altas, podría aumentar los registros. Para ello se realizaron diferentes estudios de sonoridad y de velocidad y profundidad de corte, en una cantera de granito de Marcelino Martínez, S.L. (Cadalso de los Vidrios, Madrid), comparando los resultados obtenidos con una lanza térmica de gasoil y con el pre-prototipo que disponemos en la actualidad (Figura 2).

Los resultados obtenidos respecto a la velocidad y profundidad de corte ( $0,4-0,5 \text{ m}^2/\text{h}$ ) son similares a los obtenidos por la Flame-jet de gasoil.

Figura 2. Detalle del equipo utilizado en la prueba realizada en la cantera de Cadalso de los Vidrios (Madrid)



Los resultados alcanzados respecto a los niveles de sonoridad (nivel máximo de presión sonora) se aproximan a valores un 20 % inferiores a los obtenidos por la lanza de gasoil (Baltuille et al., 2004), preferentemente en zonas próximas al punto de corte (Tabla I).

Tabla I. Distribución de niveles máximos de presión sonora en la cantera El Venero (Cadalso de los Vidrios, Madrid-España)

Estaciones (m)	Flame-jet (gasoil) (dB)	Flame-jet (gas) (dB)
0	126,1	101,5
5	120,2	95,5
15	109,7	85,9
25	101,2	83,0

50	94,1	84,9
75	84,6	81,8
100	81,0	81,7

Para obtener estos datos se han trazado sendos perfiles (100 m), con estaciones fijas desde el punto de trabajo y se han tomado medidas durante 3 horas en días consecutivos y con condiciones meteorológicas iguales (Figura 3). El primer día se han medido niveles de sonoridad para una lanza de gasoil y al día siguiente se ha repetido la operación con la Gas Flame-jet.

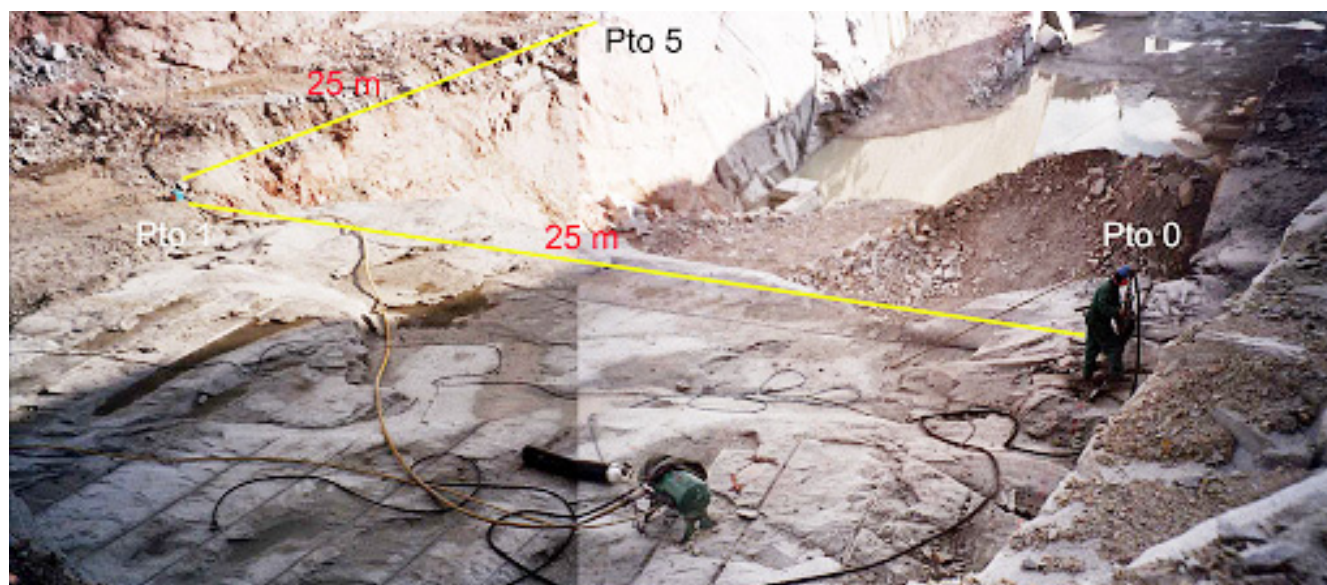


Figura 3. Esquema de montaje de las estaciones de recogida de datos sonoros (sonómetros), donde se observa la distancia entre los puntos 0 (Lanza de gas-oil), 1 (localizado a 25 m del punto 0) y 5 (localizado a 25 m del punto 1). Línea 1ª

## CONCLUSIONES

Tras varios años de trabajo en el diseño y desarrollo de una herramienta útil y económica para realizar una serie de labores en las explotaciones de granitos ornamentales, el IGME ha alcanzado un “pre-prototipo” que cumple una serie de características que, a diferencia de la lanza de gasoil, le hacen compatible con las actividades mineras y con el mantenimiento y protección del medioambiente.

1. El quemador más adecuado ha resultado ser uno del tipo de los denominados de “premezcla”.
2. **Los niveles de sonoridad alcanzados son un 20 % inferiores** a los obtenidos por la lanza de gasoil, lo que hace compatible esta herramienta con el entorno medioambiental.
3. Se han obtenido velocidades y profundidades de corte de 0,4-0,5 m<sup>2</sup>/h, similares a los obtenidos por la Flame-jet de gasoil.
4. No existe riesgo de vertidos sulfurados a la atmósfera

A la vista de los resultados obtenidos en estos cuatro años de trabajo consideramos que es necesario perfeccionar el quemador, para obtener aún resultados más ajustados y realizar varios nuevos tests de funcionamiento en cantera en condiciones reales de trabajo.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

Baltuille, J.M., F. Alfonso de Molina, C. Gazapo y V. Vivar, 2004. Primeros resultados de una nueva lanza térmica de gas (Gas Flame-jet) de cara a sus aplicaciones en canteras de granito. Ventajas medioambientales. VI Congreso Geológico de España. (Comunic.). Geo-Temas. (Zaragoza, España). 6 (1): 247-250.



## VENTAJAS MEDIOAMBIENTALES DE UNA LANZA TÉRMICA DE GAS (GAS FLAME-JET), DE CARA A SU APLICACIÓN EN CANTERAS DE GRANITO

**José Manuel Baltuille<sup>(1)</sup>, Fernando Alfonso de Molina<sup>(2)</sup> y Carlos Gazapo<sup>(2)</sup>**

<sup>(1)</sup> Instituto Geológico y Minero de España. Área de Rocas y Minerales Industriales. Ríos Rosas, 23 / E-28003 Madrid. [jm.baltuille@igme.es](mailto:jm.baltuille@igme.es)

<sup>(2)</sup> CIECSA E-28026 Madrid. [falfonso@iies.es](mailto:falfonso@iies.es)

### RESUMEN

La Lanza Térmica de gasoil es uno de los sistemas de corte de granito, en cantera, más común.

Se trata de un método sencillo, rápido fácil de utilizar y económico, pero produce grandes desventajas de tipo medioambiental. La principal es su alto grado de contaminación acústica (120-140 dB), junto con un alto riesgo de contaminación de suelos y acuíferos, por pérdidas de gasoil y un elevado grado de contaminación atmosférica, derivada de los productos de la combustión del gasóleo, y de los inquemados, alguno de los cuales tienen, como el SO<sub>2</sub>, un alto poder contaminante.

Desde 2000 a 2006 el IGME ha desarrollado un proyecto de I+D de una “Lanza Térmica Ecológica” que utiliza propano en vez de gasoil como combustible.

Los resultados obtenidos hasta ahora (con un pre-prototipo) han sido muy prometedores: los niveles de ruido son mucho menores (hasta un 20 % menos), no genera contaminación por SO<sub>2</sub>, la anchura de corte es menor y la velocidad de corte es similar.

Ello abre un campo de investigación futuro muy interesante, pues con esta herramienta no se pretende competir con el hilo diamantado pero sí utilizarla para muchas de las operaciones necesarias en una cantera y donde los otros métodos de arranque son menos efectivos.

### ABSTRACT

*The Diesel Oil Flame-jet is one of the most current systems of granite cutting on quarry.*

*It is a mining method with very many advantages: rapidity, simplicity of application, goods cutting ratios and economicity in combustible and equipment costs, but it has very great disadvantages too. The principal disadvantages are related with environmental agents. This method products a high-level acoustic contamination (120-140 dB), a great risk of soils and water pollution and finally, a high grade of atmospheric contamination.*

*From 2000 to 2006 the IGME developped an investigation project about a new “Ecologic Flame-jet” that would use propane and no diesel oil. The first results are: the noise levels using gas are smaller that using diesel oil (until 20 % minor), the propane has a very much clean combustion that diesel oil (no sulphur components) and the velocity of cutting is similar in both cases.*

### INTRODUCCIÓN

El Instituto Geológico y Minero de España, a través de la Dirección de Recursos Minerales y Geoambiente y de su Área de Rocas y Minerales Industriales, específicamente, tiene las competencias del estudio y la investigación de todo lo referente a las rocas ornamentales, tanto desde el punto de vista geológico-minero como sus implicaciones de índole medioambiental y de desarrollo tecnológico.

El método actual de corte de granito en cantera, por medio de una lanza térmica, se basa en la combustión de una mezcla de gasoil y aire. La alta temperatura que alcanza la llama calienta los cristales presentes en la roca hasta producir la rotura de ésta.

El procedimiento es eficaz y se caracteriza por su economía y rapidez. Presenta, sin embargo, varios inconvenientes desde el punto de vista medioambiental, que alcanzan tal grado de importancia que



están conduciendo a la progresiva retirada de las lanzas térmicas en favor del corte con hilo diamantado.

La lanza térmica con gasóleo presenta los siguientes problemas para su aplicación:

1. Produce una **gran contaminación acústica**, incluso a grandes distancias del frente de trabajo.
2. Presenta un **elevado grado de contaminación atmosférica**, derivada de los productos de la combustión del gasóleo, y de los inquemados, todos ellos con un alto poder contaminante.
3. Genera un **considerable riesgo de contaminación de suelos y de aguas** subálveas o someras debido a la frecuencia de derrames, pérdidas, etc., como consecuencia de la manipulación del combustible, principalmente en la zona de almacenamiento durante las operaciones para repostar.
4. Otro inconveniente, aunque no de índole medioambiental, es la **alta superficie de corte** que se obtiene, con anchuras que pueden alcanzar los 10-15 cm, con la consiguiente pérdida de material.

## ANTECEDENTES

Uno de los procedimientos más simples en cantera para la individualización del macizo canterable de grandes masas de granito (precorte), es el de la lanza térmica (Flame-jet).

Un precorte eficiente es la primera fase de un método de explotación rentable. Si esta primera operación no se realiza con el máximo cuidado y con unos costes limitados, se comprometerá gravemente la rentabilidad de la cantera.

La característica básica de una masa de rocas ornamentales es la ausencia de fracturas en su seno o, al menos, que la red de fracturas o diaclasas sea lo suficientemente amplia para que los bloques que pueden extraerse tengan un tamaño adecuado, y siempre lo mayor posible. Debido a la dificultad de encontrar masas canterables que posean esta cualidad, a la que deberán superponerse después otras como las características ornamentales de la roca (vistosidad, color, uniformidad, etc.) y de calidad (ausencia de minerales oxidables, resistencia mecánica, heladicidad, etc.), es especialmente importante lograr el arranque sin provocar agresiones de tipo mecánico en los frentes, que pudieran producir la rotura del granito, disminuyendo así el tamaño de los bloques que se pueden obtener e, incluso, haciendo imposible la explotación de la cantera.

El método artesanal primitivo de arranque con cuñas, que exige una gran pericia a los canteros y tiene una productividad muy limitada, se complementa con el uso de pequeñas voladuras. El empleo de explosivos de poca potencia, pólvora o cordón detonante, en filas de barrenos que delimitan el bloque que se pretende liberar, presenta el riesgo de producir fracturas no deseadas que arruinen el yacimiento. Por ello en las canteras más modernas se ha limitado el empleo de estos métodos a los tiros de levante, para producir el corte de la cara horizontal, de base, del bloque.

En busca de un mayor rendimiento, y para eliminar los riesgos de rotura de la piedra, se han desarrollado y aplicado diferentes métodos alternativos, con mayor o menor éxito. El hilo de diamante y el corte con lanza térmica son procedimientos muy eficaces y se han impuesto definitivamente en las modernas canteras. No obstante, problemas de diversa índole, están dando como resultado un progresivo abandono de la lanza térmica. Estos problemas, en principio, están derivados del empleo de gasoil como combustible.

Este procedimiento consiste en la utilización de un quemador de gasoil que produce una llama de gran potencia calorífica, con la que se consigue el corte del granito por rotura de los cristales que forman la roca. Las altas temperaturas logradas en el seno de la llama producen el calentamiento de los cristales de cuarzo, feldespato y mica, principales minerales presentes. Los diferentes coeficientes de dilatación térmica de cada uno de ellos provocan tensiones que conducen a la rotura de la roca y que se ven favorecidas por la anisotropía de los cristales respecto del coeficiente de dilatación térmica.



Figura1. Proceso de corte con lanza térmica de gasoil

La alta velocidad de los gases de combustión y del exceso de aire inyectado al quemador, provoca el arrastre de los detritus formados, facilitando el avance del corte.

La herramienta utilizada es esencialmente un tubo de acero por uno de cuyos extremos se inyectan por separado aire comprimido y gasoil a altas presiones (Figura 1). El aire comprimido se inyecta a 6 bares y el gasoil a 4 bares. El tubo, de unas dimensiones de 1 m de longitud y 80 mm de  $\varnothing$ , funciona como una cámara de mezcla, en cuyo seno las altas turbulencias favorecen la mezcla íntima por producir la atomización del combustible, que pasa a disgregarse en diminutas gotas. Esta mezcla combustible sale por uno orificio de 3/4" aproximadamente, en el otro extremo del tubo, en donde se produce la combustión. La llama obtenida tiene aproximadamente 1 m de longitud, con una temperatura de 1.600 °C y una potencia de 400.000 Kcal/h.

El procedimiento descrito presenta la enorme ventaja de su economía y sencillez frente a otros métodos como el hilo adiamantado o el corte con voladuras, cuñas, etc.; sin embargo, la utilización del gasoil como combustible presenta *un grave inconveniente de carácter medioambiental* que está conduciendo a su desaparición de las canteras. Se trata del ruido, que arroja medidas de hasta 140 dB a unos 100 m de distancia de la lanza, sobrepasando ampliamente el umbral del dolor, lo que le hace inadmisibles para algunas situaciones, por lo que los OTC en materia medioambiental y minera prohíben su utilización.

Además, la combustión del gasoil es sucia, provocando una gran cantidad de humos con alto contenido en inquemados, alguno de los cuales tienen, como el  $\text{SO}_2$ , un alto poder contaminante. Existen, además otros inconvenientes, como son los olores del gasoil y los riesgos de contaminación de suelos o acuíferos subálveos debido a los vertidos o derrames accidentales.

Este conjunto de factores negativos medioambientales está conduciendo al abandono de su utilización, a pesar de las ventajas señaladas con anterioridad (economía, manejabilidad, etc.).

En 2000 el IGME, inició un estudio de I+D sobre una nueva "lanza térmica ecológica" que aunase las ventajas inherentes a la de gasoil, en cuanto comodidad y rapidez, pero que *disminuyese fuertemente sus graves inconvenientes medioambientales* (ruido, contaminación de acuíferos, vertidos, etc.), actuando sobre la utilización como combustible de GPL, principalmente propano comercial. El empleo del propano ofrece una serie de ventajas importantes a la hora de su utilización como combustible para la herramienta de corte:

- **Produce una combustión mucho más limpia**, prácticamente libre de inquemados o de productos contaminantes como los óxidos de azufre, cuya presencia en el gas es despreciable.
- **Los niveles de ruido son menores**, ya que al no ser precisa la vaporización previa del combustible y poseer un elevado poder calorífico es posible trabajar con presiones del gas en el quemador relativamente bajas, ya que su velocidad de salida es sólo ligeramente superior a la de combustión, para evitar así el retroceso de la llama.
- El mayor poder calorífico del propano debe permitir trabajar más rápida y eficazmente, logrando un **ahorro de tiempo y de combustible**, así como realizar un **corte más estrecho y limpio** con el que se obtenga un mayor aprovechamiento del material explotado.

## METODOLOGÍA

Para alcanzar los objetivos propuestos se diseñaron las siguientes fases:

### 1ª Fase. Recogida de información

Recogida y análisis de la información disponible sobre esta metodología de corte de granito, contactando con los principales fabricantes de maquinaria y herramienta de laboreo de canteras de rocas ornamentales, para compartir la experiencia que pudiesen poseer sobre el tema.

### 2ª Fase. Caracterización del quemador

Recopilación de la mayor cantidad de información disponible sobre las características y propiedades de los principales quemadores existentes en el mercado y que se ajustasen, en primera aproximación, a las necesidades del estudio planteado. Esta fase incluía visitas a los principales centros de diseño y producción de quemadores industriales, a fin de establecer sus características técnicas.

### 3ª Fase. Definición y desarrollo del equipo

Elección del modelo de quemador que más se ajuste a las necesidades del Proyecto, atendiendo principalmente a los siguientes factores: caudal necesario de combustible, longitud adecuada de la llama en función de la profundidad de corte, distribución de las temperaturas en la llama y de la velocidad de propagación de la combustión en el propio combustible, para conseguir una relación adecuada entre caudal y velocidad de salida del gas, de manera que no se produzcan desprendimientos ni retrocesos de la llama y se logre una penetración óptima en el corte. Así mismo, se prestará especial atención a la regulación del gas a la entrada del quemador, para determinar el rango óptimo de presiones de trabajo.

En base a la experiencia obtenida, se realizaría su puesta a punto para la realización de pruebas en taller.

### 4ª Fase. Experimentación del equipo (en taller)

Realización de pruebas de corte en taller sobre material procedente de sobrantes de cantera y de talleres de labra. Durante los trabajos de experimentación se atendieron a los siguientes aspectos: niveles de emisión de ruidos, velocidad, anchura y profundidad del corte, tamaño de los detritus producidos, consumo y tiempos.

Las pruebas se llevaron a cabo a diferentes presiones, buscando optimizar la operación, en función de los citados aspectos de longitud de llama, velocidad de salida del gas, etc.

### 5ª Fase. Reajuste del equipo

En función de los resultados obtenidos en la fase anterior, se modificarán aquellos aspectos constructivos o de diseño del quemador que sean necesarios, a fin de corregir los problemas que hubiesen podido ser detectados y así optimizar su funcionamiento.

#### 6ª Fase. Experimentación del equipo (en cantera)

Una vez puesto a punto el modelo de quemador adecuado, se realizarán pruebas en cantera, a fin de ejecutar precortes en los lugares en los que habitualmente se utiliza la lanza térmica a gasoil y conocer el funcionamiento del equipo en condiciones “cuasi” reales de trabajo.

En esta fase se constatarán los rendimientos reales y los costes de operación con la lanza térmica de propano. Se tomaron medidas del ruido, realizando un estudio complementario de toma de datos, a fin de completar el estudio realizado en la 4ª Fase.

#### 7ª Fase. Conclusiones

En función de los resultados obtenidos en las fases anteriores, se podrán establecer las conclusiones que se deriven del trabajo en relación, fundamentalmente, al comportamiento medioambiental del sistema de corte con propano como combustible, aunque también se prestará atención especial a los factores económicos y a los rendimientos del corte del granito.

Si los resultados son satisfactorios, en todos o en la mayoría de los aspectos analizados, se planteará la necesidad de afrontar el desarrollo de un prototipo, donde se resolverían todos aquellos aspectos constructivos o de diseño del quemador que no hubiesen funcionado correctamente en fases anteriores, de cara al posterior diseño de una patente industrial.

### **PRIMERA FASE DE EXPERIMENTACIÓN (2000-2001): QUEMADOR ATMOSFÉRICO**

En esta etapa la investigación se centró en la utilización y adecuación de quemadores atmosféricos, debido a la simplicidad de su manejo.

El empleo de este tipo de quemador hace innecesario el uso de aire comprimido, lo que significaba, “a priori”, una mayor facilidad de manipulación del útil. Sin embargo las experiencias de campo realizadas han demostrado que, aunque las potencias alcanzadas permiten realizar el corte y rotura de la roca, no producen el efecto buscado; pues, aunque se pueden alcanzar potencias de hasta 200.000 Kcal/h, que en principio bastarían para el corte del granito con niveles de ruido sorprendentemente reducidos, una serie de factores, derivados fundamentalmente del funcionamiento básico del quemador, limitan seriamente su efectividad.

Con el quemador atmosférico se conseguieron velocidades de corte de 20-25 cm/h, lo que indica que los quemadores atmosféricos son capaces de realizar el trabajo, si bien son necesarias potencias superiores a las manejadas durante el estudio.

Las experiencias realizadas demuestran que para conseguir los caudales necesarios para desarrollar potencias de 200.000 Kcal/h, dentro del rango de velocidades de propagación de la llama en el propano (0,1 m/seg), a fin de evitar el desprendimiento de la llama hay que recurrir a quemadores atmosféricos con un diámetro excesivo, lo que los hace difíciles de manipular.

Los ensayos en taller han demostrado que las altas velocidades de los gases son necesarias debido a que cumplen con la importante función de arrastrar los detritus que se van produciendo, evitando así el fenómeno de sobrecalentamiento de la roca, lo que puede conducir a su rotura en direcciones aleatorias.

Los resultados obtenidos respecto a los umbrales de sonoridad en las pruebas realizadas en taller, tanto en nave (Barcelona) como a cielo abierto (Sierra de Madrid), han sido excelentes (60-70 dB a 5 m del equipo, en pleno corte de bloque).

## SEGUNDA FASE DE EXPERIMENTACIÓN (2002-2005). QUEMADOR DE “PREMEZCLA”

A la vista de los resultados obtenidos con el quemador atmosférico, nos planteamos la necesidad de realizar un estudio dirigido a poner a punto un quemador de “premezcla”, de modo que la mezcla de propano y aire se realice antes de la entrada en el cuerpo del quemador. Esta mezcla debe ser lo más ajustada posible a la proporción estequiométrica teórica, pudiendo entonces variar tanto los caudales de gas como sus velocidades, sin problemas de desprendimiento de llama, y por tanto sin merma de la potencia. Con este sistema pueden alcanzarse velocidades superiores a 100 m/seg, sin que se produzca el desprendimiento de la llama.

Se consideró la necesidad de ensayar en cantera el diseño del nuevo quemador, atendiendo a los mismos factores que en el caso del quemador atmosférico, pero haciendo especial hincapié en el factor ruido; ya que el quemador de premezcla, al desarrollar velocidades mucho más altas, podría aumentar los registros. Para ello se realizaron diferentes estudios de sonoridad y de velocidad y profundidad de corte, en una cantera de granito de Marcelino Martínez, S.L. (Cadalso de los Vidrios, Madrid), comparando los resultados obtenidos con una lanza térmica de gasoil y con el pre-prototipo que disponemos en la actualidad (Figura 2).

Los resultados obtenidos respecto a la velocidad y profundidad de corte ( $0,4-0,5 \text{ m}^2/\text{h}$ ) son similares a los obtenidos por la Flame-jet de gasoil.

Figura 2. Detalle del equipo utilizado en la prueba realizada en la cantera de Cadalso de los Vidrios (Madrid)



Los resultados alcanzados respecto a los niveles de sonoridad (nivel máximo de presión sonora) se aproximan a valores un 20 % inferiores a los obtenidos por la lanza de gasoil (Baltuille et al., 2004), preferentemente en zonas próximas al punto de corte (Tabla I).

Tabla I. Distribución de niveles máximos de presión sonora en la cantera El Venero (Cadalso de los Vidrios, Madrid-España)

Estaciones (m)	Flame-jet (gasoil) (dB)	Flame-jet (gas) (dB)
0	126,1	101,5
5	120,2	95,5
15	109,7	85,9
25	101,2	83,0



50	94,1	84,9
75	84,6	81,8
100	81,0	81,7

Para obtener estos datos se han trazado sendos perfiles (100 m), con estaciones fijas desde el punto de trabajo y se han tomado medidas durante 3 horas en días consecutivos y con condiciones meteorológicas iguales (Figura 3). El primer día se han medido niveles de sonoridad para una lanza de gasoil y al día siguiente se ha repetido la operación con la Gas Flame-jet.

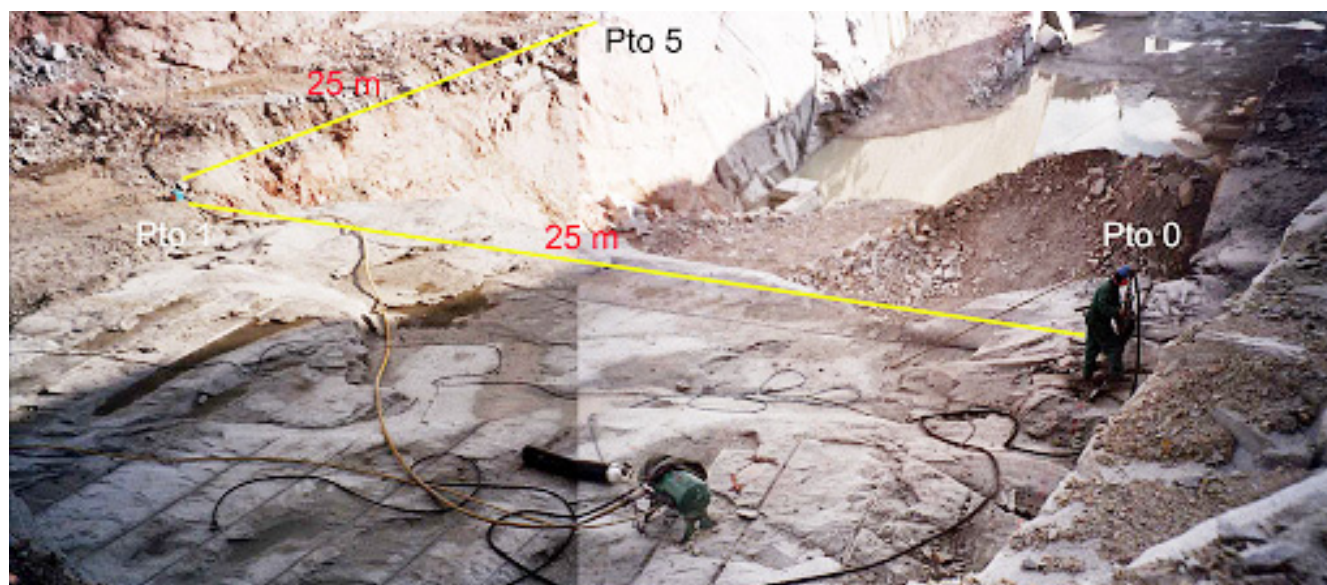


Figura 3. Esquema de montaje de las estaciones de recogida de datos sonoros (sonómetros), donde se observa la distancia entre los puntos 0 (Lanza de gas-oil), 1 (localizado a 25 m del punto 0) y 5 (localizado a 25 m del punto 1). Línea 1ª

## CONCLUSIONES

Tras varios años de trabajo en el diseño y desarrollo de una herramienta útil y económica para realizar una serie de labores en las explotaciones de granitos ornamentales, el IGME ha alcanzado un “pre-prototipo” que cumple una serie de características que, a diferencia de la lanza de gasoil, le hacen compatible con las actividades mineras y con el mantenimiento y protección del medioambiente.

1. El quemador más adecuado ha resultado ser uno del tipo de los denominados de “premezcla”.
2. **Los niveles de sonoridad alcanzados son un 20 % inferiores** a los obtenidos por la lanza de gasoil, lo que hace compatible esta herramienta con el entorno medioambiental.
3. Se han obtenido velocidades y profundidades de corte de 0,4-0,5 m<sup>2</sup>/h, similares a los obtenidos por la Flame-jet de gasoil.
4. No existe riesgo de vertidos sulfurados a la atmósfera



A la vista de los resultados obtenidos en estos cuatro años de trabajo consideramos que es necesario perfeccionar el quemador, para obtener aún resultados más ajustados y realizar varios nuevos tests de funcionamiento en cantera en condiciones reales de trabajo.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

Baltuille, J.M., F. Alfonso de Molina, C. Gazapo y V. Vivar, 2004. Primeros resultados de una nueva lanza térmica de gas (Gas Flame-jet) de cara a sus aplicaciones en canteras de granito. Ventajas medioambientales. VI Congreso Geológico de España. (Comunic.). Geo-Temas. (Zaragoza, España). 6 (1): 247-250.



# INFLUENCIA DE LOS FACTORES GEOLOGICOS EN LOS VALORES DEL PESO VOLUMETRICO DETERMINADOS EN LOS YACIMIENTOS LATERITICOS

**Katiuska Barrientos Domínguez <sup>(1)</sup>, Waldo Lavaut Copa <sup>(1)</sup>**

*(1) Empresa Geominera Oriente, Km 2 1/2 Carretera de Siboney, Alturas de San Juan, Santiago de Cuba, Cuba.*

## RESUMEN

El peso volumétrico es uno de los parámetros básicos en el cálculo de reservas, por lo que debe ser estudiado con mucha precisión. En este trabajo se analizó la variabilidad del peso volumétrico del yacimiento laterítico Pinares de Mayarí lateral y verticalmente, así como los principales factores que influyen en dicha variabilidad.

Se hizo uso de las técnicas geoestadísticas para lograr una interpolación óptima y minimizar el error de las estimaciones, dando éstas muy buenos resultados y permitiendo exponer un nuevo procedimiento de medición y determinación del peso volumétrico para su aplicación durante la prospección geológica.

Se tomaron como base las determinaciones de los valores del peso volumétrico y de otras variables realizadas en 115 pozos criollos del yacimiento de Pinares de Mayarí, se logró definir la influencia que determina la geología en la variación de este parámetro. El incremento vertical de los valores del peso volumétrico, aún dentro de los límites de cada zona litológica, es condicionado por el asentamiento que experimenta el material litológico de la corteza de intemperismo a consecuencia de los procesos progresivos de la meteorización, que se acompañan de una gradual disminución de la porosidad. Además, es controlado por el cambio litológico vertical dado en la zonalidad litológica de la regolita, así como por el incremento de la profundidad. Lateralmente, los valores y la variabilidad del peso volumétrico se controlan geológicamente por el cambio en el tipo de perfil litológico de la corteza de intemperismo.

El modelo de pesos volumétricos según litología y profundidad representa el mejor modelo geológico ya que permite captar las heterogeneidades locales por la fluctuación de la potencia y cambio en el perfil litológico de la corteza de intemperismo. La ubicación de los pozos de laboreo minero para mediciones de pesos volumétricos han de realizarse según los dominios litológicos presentes en el yacimiento abarcando también los diferentes rangos de profundidad de cada zona litológica de la corteza de intemperismo.

## ABSTRACT

The tonnage factor is one of the basic parameters in the calculation of the mineral resources, for what should be studied with high precision. In this work the variability of the tonnage factor of the Pinares de Mayarí lateritic ore deposit was laterally and vertically analyzed, as well as the main factors that influence in this variability.

Use of the geostatistic technique was made to achieve a good interpolation and to minimize the error of the estimates, giving these very good results allowing a new procedure for the measurement and determination of the tonnage factor for its application during the geologic prospecting.

It took like base the determinations of the values of the tonnage factor and of other variables carried out in 115 pits of the Pinares de Mayarí ore deposit, it was possible to define the influence that determines the geology in the variation of this parameter. The vertical increase of the values of the tonnage factor, still inside the limits of each lithologic zone is conditioned by the compact that experiences the lithologic material of the crust of waste as a consequence of the progressive weathering processes that are accompanied of a gradual decrease of the porosity. Also, it is controlled by the vertical lithologic change given in the lithologic zoning of the regolite, as well as for the increment of the depth. Laterally, the values and the variability of the tonnage factor are geologically controlled by the change in the type of lithologic profile of the crust of waste.

The pattern of the tonnage factor according to lithology and depth represents the best geologic model since it allows to represents the local heterogeneities due to the fluctuation of the width and change in the lithological profile of the crust of waste. The location of the pits for measurement of the tonnage factors must be carried out

according to the present lithologic domains in the location also embracing the different ranges of depth of each lithologic zone of the crust weathering.

## **INTRODUCCIÓN**

El peso volumétrico es fundamental para el cálculo de reservas, es un parámetro muy variable aunque mucho menos que la potencia ya que depende de las condiciones geológicas del terreno. Con este trabajo estudiamos su comportamiento y variabilidad dentro de nuestros yacimientos ferroniquelíferos, específicamente del yacimiento Pinares de Mayarí. Se toman como base las determinaciones de los valores del peso volumétrico y de otras variables, para que a partir de comparaciones, inferir por medio de técnicas geomatemáticas y geoestadísticas la variabilidad del peso volumétrico de un punto a otro del yacimiento y en profundidad. Este trabajo tiene gran importancia porque permite definir la influencia que determina la geología en la variación del peso volumétrico y un procedimiento de estimación más eficiente que el tradicional.

## **MATERIALES Y MÉTODOS**

Para llevar acabo los estudios acerca de las regularidades geológicas que influyen en la determinación del peso volumétrico en las lateritas y el establecimiento de un procedimiento más racional para su determinación y utilización en el cálculo de recursos minerales lateríticos, fue necesario seguir la siguiente metodología:

1- Se delimitó la zona de estudio la cual pertenece al área del yacimiento de Pinares de Mayarí, ver figura1. Se establecieron las características físico-geográficas, geológicas y petrológicas más intrínsecas del yacimiento. Además se prestó atención a las propiedades físicas y a los factores como porosidad, grado de compactación, grado de oxidación de Fe, humedad natural, y grado de madurez, entre otras, para valorar su fluctuación de un punto a otro del yacimiento y en profundidad. Pudiéndose así inferir en el comportamiento del peso volumétrico en toda el área investigada.

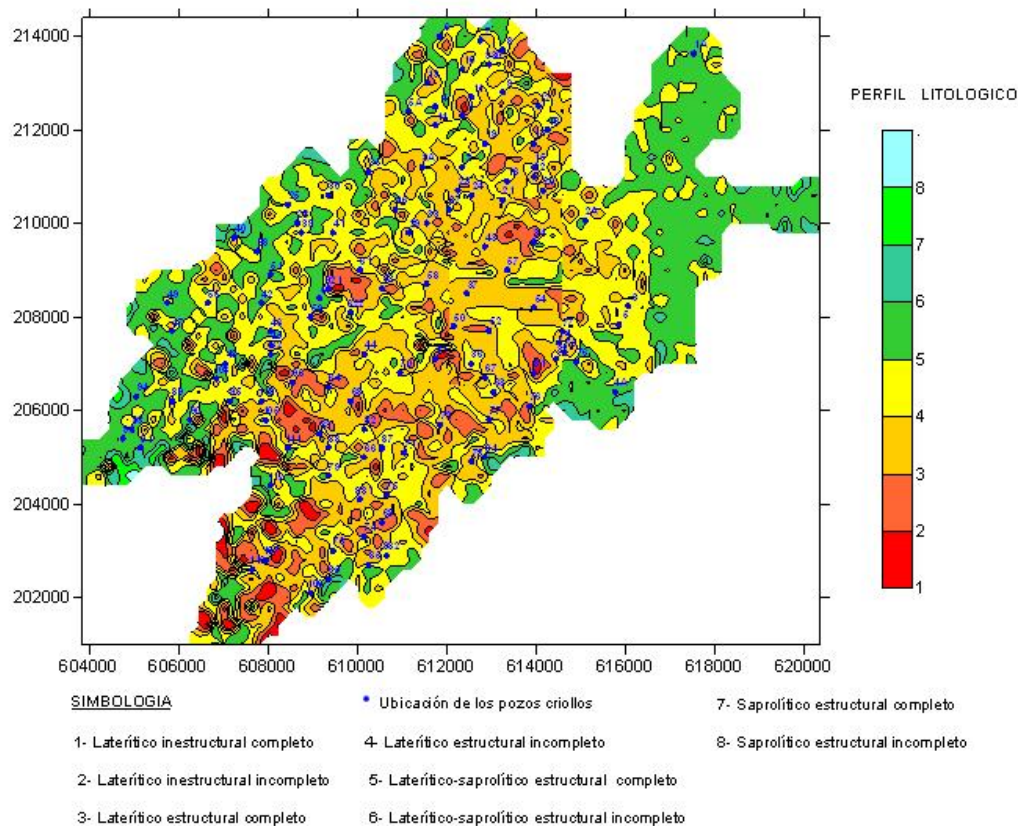


Figura 1. Mapa geológico de la regolita del yacimiento Pinares de Mayarí con ubicación pozos criollos

2- Preparamos un fichero de datos tomados en mediciones de propiedades físicas y químicas en pozos criollos del yacimiento de Pinares de Mayarí. En este fichero se describen los números de bloques, pozos criollos, las coordenadas X, Y, Z, la profundidad a que se tomaron las muestras, la longitud que estas poseen, el tipo de litología a que pertenecen, la humedad promedio, peso volumétrico seco (PVS) y húmedo, contenidos en % de Fe, Ni y Co y los coeficientes de disgregación, estos datos están definidos por los dominios litológicos. Se construyó el mapa geológico de la corteza de meteorización, en el que se observan dos tipos diferentes de perfiles; uno laterítico (sin saprolita), y el otro laterítico- saprolítico, a éste se le interpuso el plano de la red de pozos criollos (ver figura 1).

3- Realizamos una estadística exploratoria y análisis de correlación para observar las características de todas las variables y determinar los posibles errores groseros. Todos estos cálculos se ejecutaron por litología.

4- Construimos gráficos de dispersión de datos del peso volumétrico seco con respecto a la profundidad, por tipos litológicos diferentes, donde se observa la tendencia aún dentro de una misma litología que el peso volumétrico disminuye con la profundidad.

5- Se realizó una primera geoestadística simple donde se calculó el variograma vertical del PVS (ver figura 2) y se realizó su ajuste, este describe el comportamiento del PVS en el eje Z e informa a qué distancia (h) deben ser tomadas las muestras, indica que para obtener óptimas correlaciones las mediciones del PVS en la vertical al profundizar en el corte en pozos criollos deben realizarse cuando más metro a metro. A esta distancia le corresponden correlaciones de más de 0.5 y sólo de esta

forma se pueden extender estos los valores de PVS a red de pozos de perforación, ya que de otra manera se introducirían errores que afectarían grandemente los resultados de las estimaciones de las reservas del yacimiento.

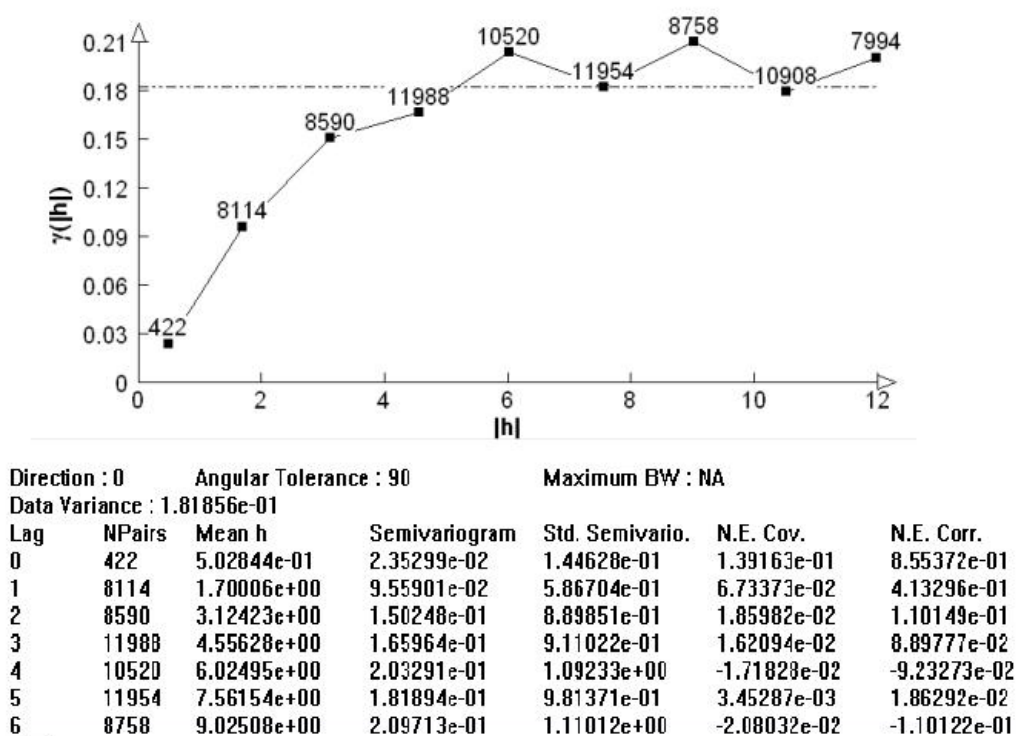


Figura 2. Variograma del Peso Volumétrico en la vertical

6- Para observar el comportamiento del PVS en el plano se procedió a la construcción de variogramas en 2D en las direcciones NW y NS en las cuales la red de pozos criollos es un poco más densa. A partir de ellos se puede estimar la red de pozos criollos más optima para extender a la red de pozos de perforación sin introducir valores errados en el plano XY. En Pinares de Mayarí la red de pozos criollos que se utiliza es aproximadamente a 900 x 900 m. Esta es una red muy amplia, por lo que en mucho de los bloques de explotación (300 x 300 m) no coincide ningún pozo criollo. Resulta que los gráficos generados (ver figura 3) informan que la red optima para la construcción de los pozos de control de calidad no debe ser mayor de una de 200 x 200 m, en la que coincidan aproximadamente dos pozos criollos en cada bloque de explotación. Si se utiliza una red más amplia que esta entonces no existirían valores confiados de PVS en el plano XY y esto también introduce errores en las cuantías de las reservas del depósito.

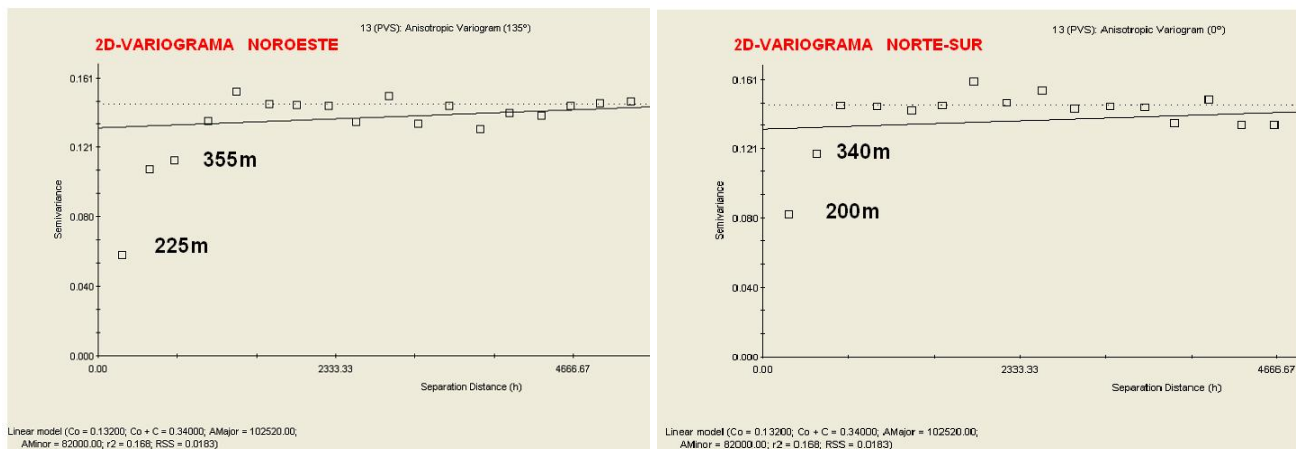


Figura 3. Paso estimado de la red para pesos volumétricos.

7- Se realizó una geoestadística multivariada, para la construcción del variograma intervinieron la profundidad y la litología por la fuerte correlación que tienen con el PVS, ver figura 4. Los modelos teóricos obtenidos en el ajuste representan fielmente los aspectos importantes de los variogramas experimentales, que son usados posteriormente en la estimación.

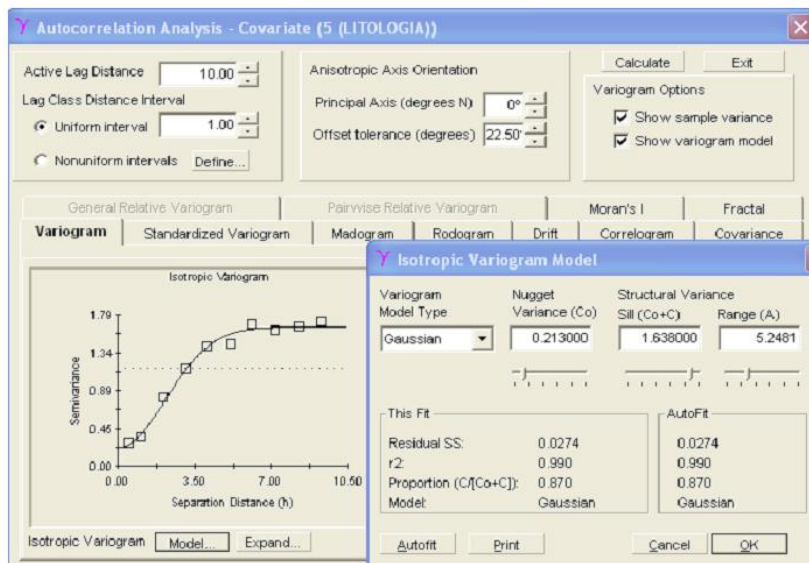


Figura 4. Variograma vertical cruzado del PVS vs. Litología (covariada 1)

8- El método de estimación utilizado fue el Co-kriging que proporciona el mejor estimador lineal imparcial además del error de estimación conocido como varianza de krigeaje que depende del modelo de variograma obtenido y de las localizaciones de los datos reales, brindando la posibilidad de hacer análisis sobre la calidad de las estimaciones. Los resultados obtenidos del co-kriging son satisfactorios, los valores estimados son muy lógicos.



9- Realizamos una validación cruzada para evaluar el grado de bondad del modelo de variograma, se observó que los pesos volumétricos estimados y los reales poseen mucha dependencia y que la línea de regresión coincide en gran manera con la línea de los 45° o divisoria.

10- Luego de haber obtenido estos resultados procedimos a la determinación de la calidad de las estimaciones mediante la comparación de estos con los reales según sus estadígrafos, además de la comparación de estos resultados obtenidos por este método geomatemático y los obtenidos por el método tradicional de promedio por mena.

Para las investigaciones se utilizaron los siguientes materiales:

Mapa de la base topográfica de la zona de Pinares de Mayarí, escala 1:25000

Mapa geológico del yacimiento de Pinares de Mayarí, escala 1:100 000

Datos de valores de parámetros y propiedades físico-mecánicas medidas en Pinares de Mayarí por la EGMO en pozos criollos.

Datos de valores de parámetros y propiedades físico-mecánicas medidos en Pinares de Mayarí por la EGMO en una red de pozos de perforación 100 x100 m.

## RESULTADOS

### Regularidades geológicas del Peso Volumétrico.

La corteza de meteorización se compone de seis zonas litológicas; las cuales se caracterizan por diferentes niveles de porosidad, grado de compactación, grado de oxidación de Fe, diferente humedad natural y grado de madurez. Todos estos factores fluctúan o varían de un punto a otro del yacimiento y según la profundidad, aunque existen tendencias regionales en ellos. Las zonas litológicas más superficiales de la corteza de meteorización se caracterizan por haber perdido la fábrica y sus rasgos del protolito, conllevando a una fuerte compactación del material litológico por asentamiento, a consecuencia de los procesos progresivos de la meteorización, lo que provoca la disminución gradual en la vertical de los valores del PVS (ver un ejemplo en la figura 5) . Además de las características señaladas, aun dentro de cada zona litológica se observa un incremento determinado de la porosidad con el incremento de la profundidad, lo suficientemente fuerte como para determinar la existencia de una tendencia general de disminución de los valores del PVS.

El PVS seco tiende a disminuir a medida que se profundiza en el corte, sin embargo la línea de tendencia cambia su signo hacia el incremento de los valores del PVS a partir de la quinta zona litológica, hasta alcanzar valores por encima del 2% (2,26 promedio), indicando que ya no predominan los componentes de la corteza de meteorización sino las peridotitas del basamento. No sólo vimos que el PVS variaba en la vertical, sino además lateralmente, guardando mucha relación con el cambio del tipo de perfil litológico de la corteza de meteorización (ver figura 1), predominando los valores altos en las áreas del yacimiento con perfiles inestructurales y más bajos donde la corteza se compone de perfiles lateríticos estructurales y lateríticos – saprolíticos. Conocemos que cada zona litológica lleva implícita la profundidad a la que ella se encuentra, por lo que estas dos variables están fuertemente correlacionadas.

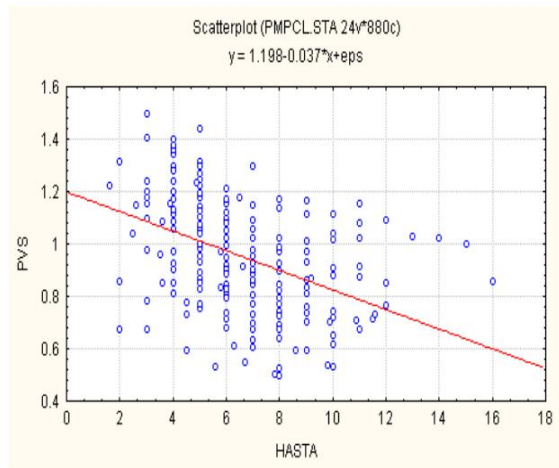


Figura 5. Gráfico de dispersión del PVS vs. Profundidad obtenido en el análisis estadístico de los OEF.

Por lo dicho hasta aquí podemos darnos cuenta que existen factores geológicos que influyen determinantemente en la variabilidad de los valores del PVS. Lo llamamos factores geológicos porque ellos existen a consecuencia de los diferentes procesos y fenómenos geológicos que se producen en la corteza terrestre. Procedimiento para la medición y determinación del Peso Volumétrico.

Para la medición y determinación del PVS, se hace necesario para lograr valores confiados al extenderlos a la red de pozos de perforación, que los pozos criollos se hallen en una red no mayor de 200 x 200 m y se mida metro a metro en la vertical. Además las estimaciones del PVS se realicen a través de métodos geomatemáticos por litología, ya que superan en calidad y eficiencia a los métodos tradicionales de promedio por mena, ya que son muy semejantes a los reales, ver figura 6 y tabla I.

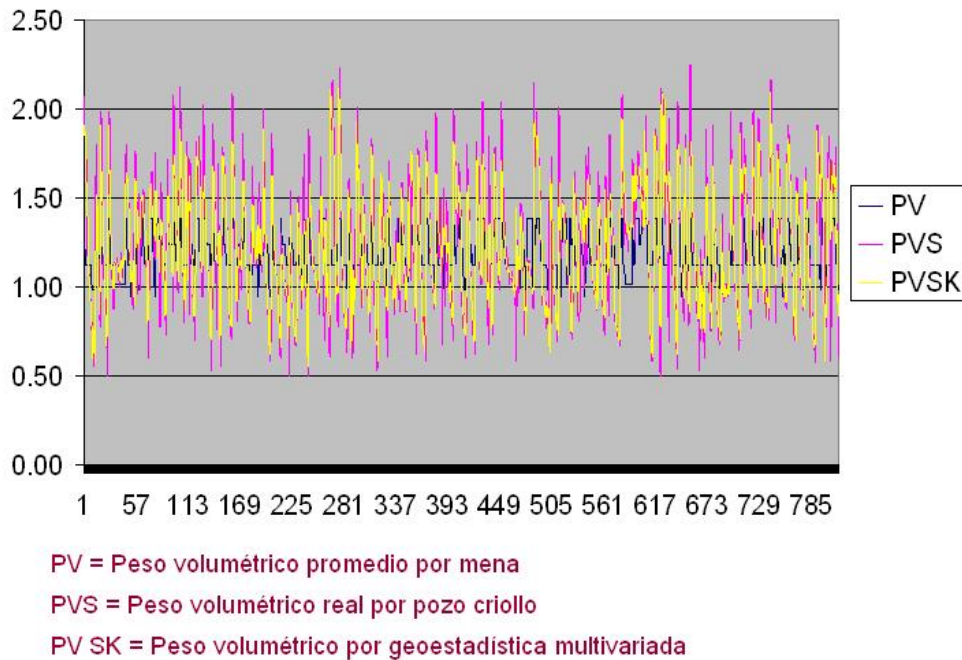


Figura 6. Comparación de métodos para determinación de pesos volumétricos.

Tabla I. Resumen estadístico de control la de aplicación de los métodos de determinación de Peso Volumétrico.

						Cuartil	Cuartil	Desviación
Peso	N	Media	Mediana	Mínimo	Máxima	Inferior	Superior	Estándar
Vol								
<b>OCRES INESTRUCTURALES (LIT 1+2)</b>								
PV	373	1.27	1.24	1.02	1.39	1.13	1.39	0.12
PVS	373	1.55	1.53	0.47	2.34	1.35	1.77	0.31
PVSK	368	1.52	1.53	0.67	2.25	1.36	1.68	0.27
<b>OCRES ESTRUCTURAL INICIAL (LIT 3)</b>								
PV	343	1.15	1.13	0.95	1.39	1.13	1.13	0.07
PVS	343	0.99	0.97	0.16	2.23	0.82	1.12	0.26
PVSK	338	1.02	1.01	0.50	2.25	0.84	1.15	0.25
<b>OCRES ESTRUCTURAL FINAL (LIT 4)</b>								
PV	95	1.01	0.99	0.95	1.13	0.99	0.99	0.06
PVS	95	0.85	0.87	0.01	1.53	0.73	0.99	0.26
PVSK	88	0.92	0.92	0.50	1.51	0.77	1.05	0.21
<b>SERPENTINITA LIXIVIADA (LIT 5)</b>								
PV	21	1.00	1.02	0.95	1.02	0.99	1.02	0.03
PVS	21	1.14	1.20	0.80	1.40	1.00	1.29	0.19
PVSK	21	1.15	1.15	0.73	1.47	1.00	1.32	0.20

## DISCUSIÓN

Se obtuvieron muy buenos resultados en el estudio geoestadístico, los métodos que aquí se han utilizado superan en gran manera al modelo de pesos volumétricos tradicional por la vía de promedios por tipos tecnológicos de menas, que es el que se utiliza actualmente, éste no representa bien la variabilidad y valores espaciales lo que se logra con el procedimiento geológico y geoestadístico del presente trabajo (ver figura 6 y tabla I). Estamos demostrando entonces que el modelo de pesos volumétricos según litología y profundidad representa mejor el modelo geológico ya que permite captar las heterogeneidades locales por la fluctuación de la potencia y cambio en el perfil litológico de intemperismo y que las estimaciones del PVS debe realizarse por él y no por el mecanismo que se está utilizando actualmente de promedio por mena.

## CONCLUSIONES

A partir del estudio se concluye lo siguiente:

- La disminución vertical de los valores del peso volumétrico, aún dentro de los límites de cada zona litológica, se condiciona por el asentamiento que experimenta el material litológico de la corteza de intemperismo a consecuencia de los procesos progresivos de la meteorización, que se acompañan de una gradual disminución de la porosidad. Además se controla por el cambio litológico vertical dado en la zonalidad litológica de la regolita, así como por el incremento de la profundidad.
- Lateralmente los valores y la variabilidad del peso volumétrico se controlan geológicamente por el cambio en el tipo de perfil litológico de la corteza de intemperismo.
- El modelo de pesos volumétrico según litología y profundidad representa mejor el modelo geológico ya que permite captar las heterogeneidades locales por la fluctuación de la potencia y cambio en el perfil litológico de intemperismo.
- La ubicación de laboreos para mediciones de pesos volumétricos ha de realizarse según los dominios litológicos presentes en el yacimiento abarcando también los diferentes rangos de profundidad de cada zona litológica de la corteza de intemperismo.
- El efecto económico en el yacimiento de Pinares de Mayarí es de 5 millones MN y 500 000 USD.

## BIBLIOGRAFÍA

- Belete, O. *Vías para el perfeccionamiento del cálculo de volumen de mineral extraído en los yacimientos lateríticos cubanos*. Tesis Doctoral. Centro de Información. ISMMM, 1998. 94p.
- Legrá A., R. Guardiola. *Contribución a la práctica del análisis variográfico y de la estimación por Kriging*. Revista Minería y Geología. Vol. XVII No. 3-4, 2000. Pág. 83.
- Legrá, A.; R. Polanco, J. M. Miranda. Propuesta para el establecimiento de la masa volumétrica en los yacimientos lateríticos cubanos. Revista Minería y Geología. Vol. XVI No. 2, 1999. Pág. 77.
- Mustelier, C. *Investigación de la variabilidad de las menas volumétricas y su dependencia del contenido de minerales útiles*. Trabajo de Diploma. Centro de Información. ISMMM, 1990. 63p.



## PRESENCIA DE FASES DE ÓXIDOS DE MANGANESO EN PERFILES LATERÍTICOS DE NÍQUEL DEL YACIMIENTO PUNTA GORDA, MOA, HOLGUÍN, CUBA

**Arturo Rojas Purón.<sup>1</sup>, Rómulo Simões Angélica.<sup>2</sup>, Gerardo Orozco Melgar.<sup>1</sup>**

<sup>1</sup> Departamento de Geología del ISMM. Moa, Holguín, Cuba.

<sup>2</sup> Departamento de Petrología y Geoquímica, Centro de Geociencia da Universidade Federal de Pará, Belém, Brasil.

### RESUMEN

Se determinó los sectores enriquecidos en Co y Mn para las cortezas de intemperismo ferroniquelíferas del yacimiento Punta Gorda de la región de Moa, Cuba, en los cuales se realizaron las determinaciones mineralógicas empleando técnicas Microscopía Óptica Elemental, Difracción de Rayos – X (DRX), Espectroscopia Infraroja (IR) y Microscopía Electrónica de Barrido (MEB). Los análisis químicos fueron realizados a muestras totales y fracciones de muestras según Fluorescencia de Rayos – X (FRX) y Espectroscopia de Absorción Atómica. El manganeso y el cobalto tienden a concentrarse en la fracción granulométrica ( $- 0,83 + 0,074$  mm) del material laterítico, donde es significativa la presencia de las fases minerales de Mn como la litioforita y asbolana. Los óxidos de Fe: goethita y hematita, además de las espinelas cromíferas están también presentes en esta fracción. Es interesante la determinación de las fases de Mn, principalmente litioforita, presente en las fracciones enriquecidas en Mn y Co, aunque está por definir la fuente primaria para este metal en estos depósitos cubanos. Se evidenció la paragénesis de la gibbsita con los óxidos de Fe, principalmente goethita y maghemita, lo que confirma el criterio de la necesidad de la entrada de Al en los oxihidróxidos de Fe para que puedan captar Ni y Co entre otros metales en este proceso.

### ABSTRACT

The sectors enriched in cobalt and manganese in the weathering crust of Punta Gorda mineral ore deposit in Moa, Cuba, was determined in which were carried out the determinations mineralogical using technical Elementary Optic Microscopy, X- rays Diffraction (XRD), Infrared Spectroscopy (IR) and Electronic Microscopy (SEM). The chemical analyses were carried out according to X- rays Fluorescence (XRF) and Atomic Absorption Spectroscopy (AAS). The manganese and the cobalt are on the granulometric fraction ( $- 0.83 + 0.074$  mm) of the lateritic material, where it is significant the presence of the mineral phases of Mn like the lithiophorite and asbolan. The iron oxides: goethite and hematite besides the Cr-spinel are also present in this fraction. It is interest the determination of the phases of manganese, mainly lithiophorite, present in the fractions enriched in manganese and cobalt, although it is to define the primary source for this metal in these Cuban deposits. The gibbsite was evidenced with the oxides of Fe, mainly goethite and maghemite, what confirms the approach of the necessity of the entrance of aluminium in the oxides of iron, so that they can capture nickel and cobalt among other metals in this process.

### INTRODUCCIÓN

Al nordeste de la parte oriental de la isla de Cuba existe un amplio campo mineral según depósitos residuales de Ni y Co, formados a partir de un extenso macizo de rocas básicas y ultrabásicas pertenecientes al macizo ofiolítico Moa-Baracoa, al que se le calcula una extensión de 170 Km, con un ancho de 10 a 12 Km (Iturralde-Vinent, 1996; Proenza y otros, 1998, Lavaut, 1998. Entre los principales depósitos lateríticos de níquel se encuentra el yacimiento Punta Gorda, que cubre un área de aproximadamente 6,5 km<sup>2</sup>, actualmente en explotación por el estado cubano empleando





proceso de lixiviación carbonato amoniacal, conocido como proceso CARON (Caron, 1950), en el cual se obtiene como producto final el óxido de níquel, y de forma complementaria sulfuros de Co y Ni.

Como expone Galí y otros (2006) el Caribe alberga el 7% de los recursos mundiales de níquel laterítico (Dalvi y otros, 2004), y de ellas Cuba contiene las mayores reservas. Los yacimientos cubanos son mayoritariamente tipo óxido (Brand y otros, 1998; Gleeson y otros, 2003), y el níquel esta asociado predominantemente con la goethita (Oliveira y otros, 2001). No obstante, existen aún grandes lagunas en el conocimiento de las diferentes fases portadoras de Ni y Co. Además, en las fases establecidas como portadoras de Ni y Co, se desconoce si estos elementos están como iones adsorbidos en la superficie cristalina o como iones substituyendo en la estructura cristalina.

Para los metales de interés metalúrgico, el Ni y Co, han existido determinados trabajos mineralógicos y geoquímicos (Oliveira, 1990, Gleeson y otros, 2004) encaminados a establecer la distribución y forma de presentarse de estos metales en la materia prima laterítica. Existiendo un desigual nivel cognoscitivo respecto a la forma mineralógica en que se encuentra cada uno de estos metales. Para el níquel existe una mayor precisión tanto en su forma mineralógica como distribución según los distintos horizontes que componen los perfiles lateríticos (Schellmann, 1978, Rojas, 1994; De Carvalho y otros, 1995, Da Silva y otros, 2000, Beukes y otros, 2000, De Carvalho y otros, 2002, Yongue-Fouateu y otros, 2006). No resultando así para el cobalto, el cual se conoce mucho menos tanto de sus formas mineralógicas particulares, como la dificultad que entraña su caracterización, dada la baja cristalinidad que poseen las fases minerales portadoras de este metal (Manceau y otros, 2002, Manceau y otros, 1992, Chukhrov y otros, 1989). Luego se evidencia la necesidad de definir las fases minerales portadoras de Co en los perfiles lateríticos, sobre todo en los cubanos, donde sólo los trabajos Voskresenskaya y Cordeiro (1986) para el yacimiento Levisa, Nicaro, Holguín y Sobol (1968) en la región de Moa, iniciaron estudios de estas fases de Mn en perfiles lateríticos sin llegar a establecer fases minerales definidas para el Mn y su asociación al cobalto, dejando abierto el estudio de estas fases de óxidos de Mn, tratadas en muchos casos como asbolanas portadoras de Co, en otros asbolitas (Oliveira, y otros 2001).

El presente trabajo constituye una caracterización mineralógicamente de las fases minerales de óxidos de Mn que se encuentran en las cortezas de intemperismo ferroniquelíferas, las cuales constituyen importantes depósitos minerales de Ni y Co (Dalvi, y otros, 2004), procesados actualmente por la metalurgia del níquel cubano.

## MATERIALES Y MÉTODOS

### Definición de la zona de estudio en el yacimiento Punta Gorda

El yacimiento Punta Gorda, se caracterizaba por un relieve, en general, de baja pendiente. La potencia promedio de su corteza laterítica es de 17 metros, con máximo de 60 metros, donde la potencia promedio de la corteza menífera es 9 metros, pudiendo alcanzar esta hasta un máximo de 34 metros Vera (2001).

En la definición de la zona de estudio dentro del yacimiento Punta Gorda, resultaron muy útil los resultados obtenidos por Vera, 2001, en los cuales valora la distribución del Fe, Ni y Co tanto en la corteza laterítica total como en la mena niquelífera. El hierro, como elemento predominante, se encuentra como promedio en un 37 % en la corteza total, alcanzando un máximo de 50 %,

presentándose con contenidos parecidos en la capa útil de este yacimiento. La relación, contenido de Fe en la capa útil / contenido de Fe en toda la corteza es de 0.96, lo que constituye una expresión de la baja movilidad de este elemento en comparación con el níquel y el cobalto, cuyas relaciones son de 1.28 y 1.15 respectivamente.

El cobalto se presenta con contenidos entre 0.01 y 0.32 % en la corteza de este yacimiento, teniendo un contenido promedio de 0.08 %. En la mena niquelífera aumenta un tanto su contenido promedio a 0.09, pudiendo alcanzar un máximo de hasta casi 0.5 %. Es un metal con una movilidad relativamente elevada durante el proceso de formación de la corteza, superior a la del hierro e inferior a la del níquel (Vera, 2001). En general la distribución del cobalto guarda una relación bastante estrecha con la distribución del hierro en el área del yacimiento. Los contenidos más elevados de cobalto alcanzan su mayor distribución hacia el extremo sur – suroeste del depósito, alcanzando esporádicos valores próximos a 0.3 % en la corteza y superiores a este valor en la capa útil. En la medida en que se avanza del sur hacia el norte los contenidos de cobalto tanto en la corteza total como en su capa útil disminuyen significativamente (Vera, 2001).

En general, la distribución del níquel guarda una relación directa con el hierro y el cobalto en las cortezas lateríticas del yacimiento Punta Gorda. Los contenidos más elevados de níquel lo alcanzan hacia el extremo sur – suroeste del depósito teniendo valores superiores a 1.3 % en toda la corteza y 1.6 % en la capa útil. Frecuentemente, los valores más elevados de níquel se localizan en aquellos sectores que poseen potentes horizontes de ocre (Vera, 2001). Para el níquel resulta interesante el hecho que la tendencia de distribución en la corteza total no es la misma que la que sigue en la capa útil a través del yacimiento. En la corteza total el níquel disminuye significativamente del suroeste hacia el noreste del yacimiento, en tanto en la capa menífera este metal aumenta en esta dirección lo que puede estar relacionado con la presencia del horizonte de mena silicatada, tipo saprolítico, en esta dirección en el yacimiento (Vera, 2001).

Teniendo en cuenta la íntima asociación geoquímica que existe entre el Mn y el Co (Schellmann, 1978; Manceau y otros, 1992), resulta lógico emplear para la localización de los sectores más enriquecidos en manganeso aquellos que lo son para el cobalto. A partir de los resultados de Vera (2001) se pudo establecer los sectores prospectivos para el estudio de las fases de óxidos de Mn, localizados al suroeste del yacimiento Punta Gorda, dentro de los cuales se encuentran los perfiles de estudios L-48 y M-47, en los cuales existen las mayores concentraciones de cobalto y por ende de manganeso en el yacimiento Punta Gorda.

## Materiales

Se emplearon muestras de dos perfiles lateríticos L-48 y M-47 del yacimiento Punta Gorda, representativas de los principales horizontes que componen la corteza de intemperismo del yacimiento según: Concreciones ferruginosas (escombro); Ocre (se encuentra la mena niquelífera); Serpentinitas alteradas (serpentinita niquelífera, saprolita); Serpentinitas duras (roca madre).

La separación granulométrica se realizó mediante la tamización por vía húmeda. En tanto en los análisis químicos se empleó principalmente Fluorescencia de Rayos – X, con un espectrómetro secuencial de Fluorescencia de Rayos X, Phillips PW 1480 utilizando radiación de rayos x con Rn tipo PW2182/00, con un régimen de 3000w y 100Kv al vacío con colimador fino. La Microscopía óptica ordinaria, empleando un microscopio binocular, tipo TECHNIVAL, modelo AXIOLAB POL de la CARL ZEISS, valorándose las características físicas más sobresalientes de las muestras. La Difracción de

Rayos – X, según método policristalino, utilizando el difractómetro de la marca PHILIPS, modelo PW 3710 BASED, con radiación de  $\text{CuK}\alpha$ . En el proceso de lectura e interpretación de los difractogramas se empleó los softwares APD (PHILIPS) y además se utilizó el Xpert HighScore 1b, 2002, con la base de datos de la ICDD (Internacional Center for Diffraction Data) de 1998. Las Técnicas de Ensayos Térmicos (ATD, TG, DTG, T) se ejecutaron con el equipamiento según modelo PL - STA Thermal Science con analizador térmico simultáneo STA 1000/1500, de la Stanton Rederoff Ltd. Velocidad de calentamiento de  $20\text{ }^{\circ}\text{C}/\text{minuto}$ , temperatura inicial y final variando de  $25\text{ }^{\circ}\text{C}$  a  $1100\text{ }^{\circ}\text{C}$ , respectivamente. En las Técnicas de Espectroscopía Infrarroja (IR) las muestras fueron preparadas con bromuro de potasio (KBr) como dispersante. Se empleó el espectrofotómetro modelo 1760 X FT-IR, de la Perkin Elmer., con registros de banda espectral de  $4\,000$  a  $400\text{ cm}^{-1}$ , con mediciones de cada  $4\text{ cm}^{-1}$ . Los datos fueron obtenidos y procesados por el software Spectrum FT-IR 2.0, de la Perkin Elmer. La Microscopía Electrónica de Barrido (MEB) se realizó empleando un modelo LEO-1430 de la Carl Zeiss en Brasil, se trabajó con un voltaje de  $20\text{ kv}$  para imágenes de electrones retrodispersados, voltaje de  $10\text{ kv}$  para imágenes de electrones secundarios, distancia de trabajo de  $15\text{ mm}$  y una corriente de flujo electrones  $= 90\text{ mA}$ . Las muestras fueron metalizadas con carbono.

Se muestreó dos perfiles con niveles evolutivos diferentes (Figura 1), teniendo en cuenta la potencia de los horizontes lateríticos y la intensidad de la meteorización en ellos observadas. De modo que el perfil L-48 es un típico perfil maduro, en tanto el perfil M-47, es representativo de un perfil laterítico inmaduro o menos maduro.

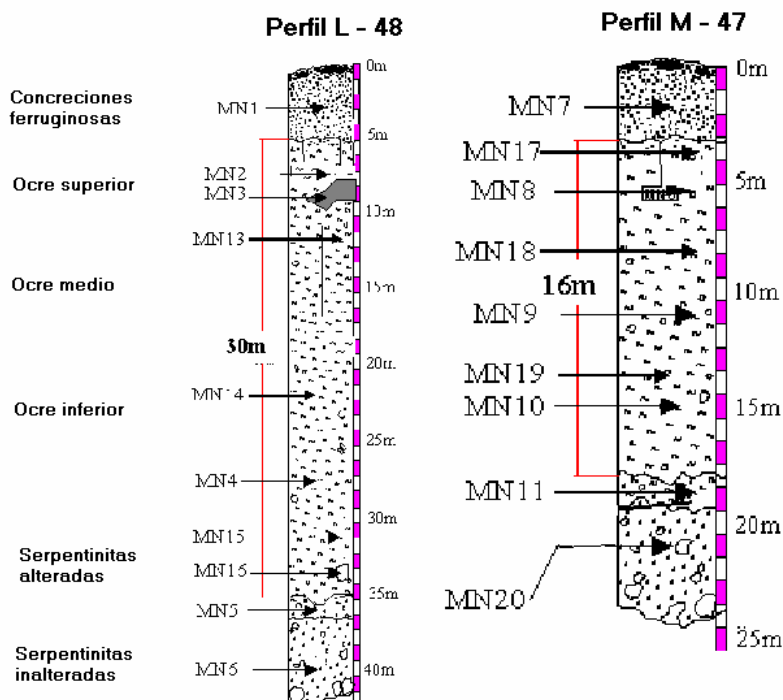


Figura 1. Esquema de los perfiles lateríticos, L-48 y M-47, del yacimiento Punta Gorda, Moa, Holguín, Cuba.  
Observaciones: Mn1: toma de muestra. Dibujo no está realizado a escala.

## RESULTADOS

### Granulometría

La granulometría constituye un importante factor que permite caracterizar el material laterítico como ya lo han definido Quintana (1985) y Almaguer (1995), aspecto que incide tanto en el comportamiento de este material durante determinados procesos, como la sedimentación de la pulpa limonítica (Falcón y Beyris, 1987; Garcell, 1991), o en la concentración de determinados elementos (Rodríguez, 1990) e incluso minerales, lo que puede definir una vía para establecer las fases minerales portadoras del níquel y cobalto, entre otros metales de interés.

El material laterítico es predominantemente de grano fino ( $\sim 0.045$  mm) (Figura 2), tanto en los horizontes de ocre como en las concreciones ferruginosas, representando esta fracción fina de un 50 a un 55 % en peso de la muestra. La fracción granulométrica medianamente gruesa ( $\sim 0.417 + 0.074$  mm) constituye la segunda fracción de importancia en estos horizontes lateríticos (Rojas, 2001).

En el material serpentinitico alterado las fracciones predominantes son las finas menores de 0.045 mm y las gruesas mayores de 1.6 mm, representando entre ambas el 60 % en peso de la muestra. La fracción medianamente gruesa, entre 0.074 y 0.041 mm, constituye la tercera fracción en importancia en este material, representando entre un 20 y un 25 % en peso de la muestra.

La diferencia granulométrica principal entre el material laterítico de las concreciones ferruginosas y los ocre se detecta en las partículas mayores de 0.83 mm, pues las partículas que se encuentran por debajo de este valor en ambos materiales tienen un comportamiento granulométrico parecido (Figura 2). En tanto entre el material laterítico y el serpentinitico se diferencian

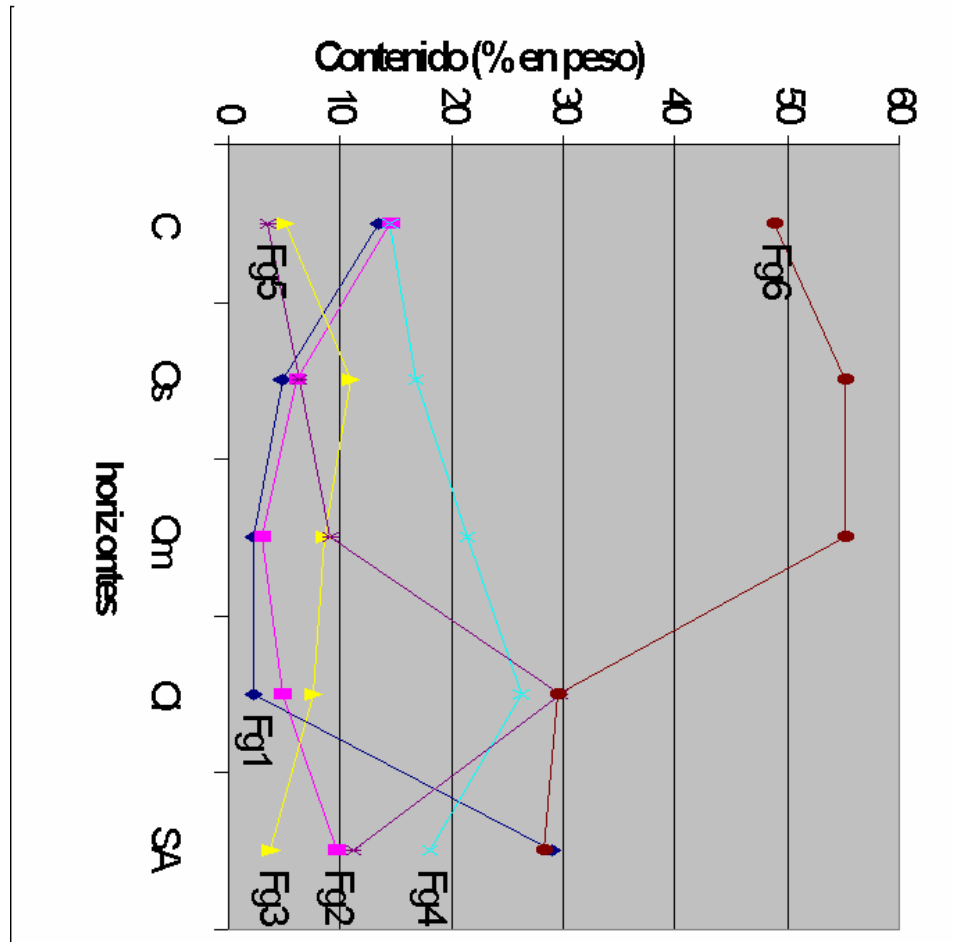


Figura 2. Distribución de la granulometría a través del perfil laterítico en Moa (tomado de Rojas, 2001)  
Fracciones granulométricas: Fg1: (+ 1.6 mm); Fg2: (-1.6 + 0.83 mm); Fg3:(-0.83 +0.417 mm);  
Fg4: (- 0.417 + 0.074 mm); Fg5: (-0.074 + 0.045 mm); Fg6: (- 0.045 mm). C: concreciones ferruginosas;  
Os: ocre superior; Om: ocre medio; Oi: ocre inferior; SA: serpentinita alterada.

en las clases granulométricas más finas (menores de 0.045 mm) y en las más gruesas (mayores de 0.83 mm).

### Composición química de los perfiles lateríticos

La composición química por horizontes para cada uno de los perfiles en estudio, L-48 y M-47, evidencia para la zona laterítica materiales esencialmente ferrosos, con contenidos de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  próximo a un 70 %, además es mayoritario el aluminio (alrededor de un 10 % de  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ), el cual se incrementa hacia la parte superior. En estos ocreos los contenidos de  $\text{SiO}_2$  y  $\text{MgO}$  son bajos, encontrándose de 1 a 2 % el primero y de 0.2 a 0.4 el segundo.

En los horizontes inferiores de materiales silicatados, como era de esperar, abunda la sílice (35 a 41 % de  $\text{SiO}_2$ ) y el magnesio (32 a 36 % de  $\text{MgO}$ ), [tabla I y II](#), donde los contenidos de hierro son contrastante, para el perfil maduro (L-48) va de un 35 hasta un 9 % de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ , en tanto para el menos maduro (M-47) alcanza un contenido promedio de un 9 %. El aluminio tiene sus diferencias también, en el maduro, posee una clara disminución gradual de 3.7 a 0.6 % de  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , en tanto en el otro disminuye hasta una determinada profundidad, pero dada la presencia, al parecer, de un cuerpo rico en Al con algo de calcio (4.8 % de  $\text{CaO}$ ), presenta un contenido anómalo de hasta casi un 11 % de  $\text{Al}_2\text{O}_3$ .

Tabla I.

Composición química por horizonte del perfil L-48 del yacimiento Punta Gorda.

Componente	Muestras									
Contenido en %	Mn1	Mn2	Mn3	Mn13	Mn14	Mn4	Mn15	Mn16	Mn5	Mn6
$\text{SiO}_2$	1.32	1.6	1.7	1.6	1.5	2	1.9	24.8	35.9	40.9
$\text{TiO}_2$	0.29	0.61	0.1	0.12	0.03	0.04	0.03	0.03	0.01	0
$\text{Al}_2\text{O}_3$	10.7	20.2	8.4	8.9	7.9	6.8	8.1	3.7	1.6	0.6
$\text{Fe}_2\text{O}_{3T}$	68.5	57.5	59.5	72	73.2	71.7	72.1	35.7	14.5	8.6
$\text{MnO}$	0.11	0.39	9.91	0.14	1.98	0.83	1.08	0.57	0.12	0.1
$\text{MgO}$	0.26	0.41	0.21	0.46	0.74	0.42	1.14	18.5	32.3	35.9
$\text{CaO}$	0.01	0.22	0.03	0.01	0.01	0.02	0.01	0.04	0.02	0.28
$\text{Na}_2\text{O}$	<0.06	<0.06	<0.06	<0.06	<0.06	<0.06	<0.06	<0.06	<0.06	<0.06
$\text{K}_2\text{O}$	0.01	0.01	0.18	0.01	0.01	0.01	0.01	<0.01	0.01	0.01
$\text{P}_2\text{O}_5$	<0.02	<0.02	<0.02	<0.02	<0.02	<0.02	<0.02	<0.02	<0.02	<0.02
$\text{Co}_3\text{O}_4$	0.05	0.04	1.02	0.03	0.28	0.1	0.17	0.1	0.02	0.01
$\text{Cr}_2\text{O}_3$	3.53	2.88	1.63	2.92	2.44	2.54	3.58	2.04	0.74	0.39
$\text{NiO}$	0.93	0.54	2.2	1.04	0.95	1.62	1.37	2.81	2.37	1.69
<b>P.F.(1000°C)</b>	14	15.5	14.4	12.6	10.8	13.7	10.4	11.5	12.3	11.5

( $\mu\text{g g}^{-1}$ )

<b>Ba</b>	43	<40	3407	<40	45	<40	<40	239	<40	<40
<b>Cu</b>	132	63	168	123	93	101	75	70	39	<20
<b>V</b>	427	520	467	416	326	444	365	249	<30	<30
<b>Zn</b>	234	175	336	262	220	339	328	775	92	52

En el caso de los elementos minoritarios, se destaca el calcio con contenidos anómalos hacia la zona más profunda en ambos perfiles, aunque en cantidades diferentes para cada uno. Para el perfil L-48, el Ca es alto en los horizontes de ocre superior y serpentinita inalterada, encontrándose en el orden de 0,2 a 0.3 %, en tanto para el perfil M-47, su mayor contenido sólo se localiza en las serpentinita donde llega alcanzar casi un 5 % de  $\text{CaO}$ , al parecer asociado a la existencia de un cuerpo, próximo al perfil de estudio, rico en silicato de Ca y Al, tipo augita.



Resulta significativo en las características químicas de estos perfiles, el contenido anómalo del manganeso y el cobalto, sobre todo en el perfil maduro L-48, donde existe una apreciable concentración de estos metales en los horizontes de ocre superior y medio. Aquí la muestra Mn3, con un típico color amarillo parduzco oscuro, posee un contenido de 9.9 % de MnO y 1.02 % de  $\text{Co}_3\text{O}_4$ , constituyendo junto con Mn14 (1.98 % de MnO y 0.28 % de  $\text{Co}_3\text{O}_4$ ) en este perfil y la Mn8 (1.35 % de MnO y 0.34 % de  $\text{Co}_3\text{O}_4$ ) y Mn19 (1.59 % de MnO y 0.32 % de  $\text{Co}_3\text{O}_4$ ) del otro perfil, de mucho interés para el presente estudio de las fases minerales de óxidos de Mn en los perfiles lateríticos de la región de Moa. Otro aspecto a resaltar es el contenido de aluminio un tanto más elevado en el perfil L-48, que alcanza un máximo en el horizonte de ocre superior de hasta un 20 %. El potasio expone un contenido anómalo sólo en el perfil maduro, en el horizonte de ocre medio muestra (Mn3), lo que puede estar asociado a los elevados contenidos en esta muestra de Mn, Al y Co. De los elementos trazas, el bario tiene contenido anómalo en la muestra Mn3. Para el caso del Zn, tiene su máximo contenido en la muestra Mn16 del perfil L-48, sus otros contenidos relativamente altos coinciden con muestras que presentan alto Mn y Co en este perfil. En el otro perfil sus máximos valores están también en muestras de alto Mn y Co.

Tabla II

Composición química por horizonte del perfil M-47 del yacimiento Punta Gorda.

Componente	Muestras									
Contenido en %	Mn7	Mn17	Mn8	Mn18	Mn9	Mn19	Mn10	Mn11	Mn20	Mn12
$\text{SiO}_2$	1.5	1.6	1.9	1.9	1.8	2	1.9	39.2	39.4	41.1
$\text{TiO}_2$	0.06	0.35	0.03	0.07	0.04	0.04	0.03	0.01	0.01	0.12
$\text{Al}_2\text{O}_3$	6.8	13.7	7.2	8.6	7.3	8.3	6.2	2.6	0.9	10.8
$\text{Fe}_2\text{O}_{3T}$	73.5	66.9	72.8	71.6	72.8	70.3	74.3	9	8.9	9.2
MnO	0.34	0.36	1.35	0.56	0.79	1.59	0.89	0.11	0.09	0.11
MgO	0.61	0.51	0.47	0.74	0.75	0.55	0.62	34.1	36.6	23.6
CaO	0.01	0.01	0.01	0.01	0.02	0.01	0.01	0.11	0.02	4.8
$\text{Na}_2\text{O}$	<0.06	<0.06	<0.06	<0.06	<0.06	<0.06	<0.06	<0.06	<0.06	<0.06
$\text{K}_2\text{O}$	<0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	<0.01	0.01
$\text{P}_2\text{O}_5$	<0.02	<0.02	<0.02	<0.02	<0.02	<0.02	<0.02	<0.02	<0.02	<0.02
$\text{Co}_3\text{O}_4$	0.06	0.02	0.34	0.06	0	0.32	0.16	0.01	0.01	0.01
$\text{Cr}_2\text{O}_3$	3.41	3.08	2.52	2.62	2.74	2.71	2.53	0.43	0.53	0.28
NiO	1.42	0.74	1.22	1.14	1.4	1.19	1.29	1.43	0.32	0.13
P.F.(1000°C)	12	12.6	11.9	12.5	12.1	12.9	11.8	12.9	13.2	9.7

( $\mu\text{g g}^{-1}$ )

Ba	<40	<40	44	<40	49	<40	<40	<40	122	126
Cu	149	108	144	132	138	58	92	<20	30	88
V	367	374	409	365	365	421	414	<30	<30	151
Zn	302	218	491	309	442	470	430	52	55	49

## Composición mineralógica de los perfiles lateríticos

Al valorar la composición mineralógica de los perfiles lateríticos, se observa que para el perfil maduro L-48, la corteza laterítica está compuesta por goethita, como fase predominante, [Figura 3](#), además es significativa la gibbsita, sobre todo en la parte más superior del perfil, con ciertas cantidades de hematita, maghemita, la espinela Mg-cromita. Resulta significativo, para este perfil L-48, la existencia de una porción rica en material pardo oscuro, localizada en el horizonte de ocre medio hacia el superior (muestra Mn3), la cual fue identificada como un óxido de Mn, que está entre las fases de asbolana y litioforita, según los reflejos difractométricos:  $9.58^\circ$ ,  $4.75^\circ$ ,  $3.239^\circ$  y  $2.44^\circ$ , encontrándose en una cantidad del orden de un 5 %, la cual será estudiada más adelante en detalle.

Los termogramas de las muestras de estos horizontes superiores, exponen tres picos endotérmicos notables: uno alrededor de los  $65^\circ\text{C}$ , producto de la pérdida de agua no estructural, lo que evidencia una humedad elevada para estas muestras. Otro entre los  $300$  y  $350^\circ\text{C}$ , atribuible a la deshidroxilación de la goethita, como fase mineralógica predominante, que dependiendo de la cristalinidad que presente, así será el intervalo de temperatura que se produzca el pico endotérmico, donde a mayor cristalinidad provocará una mayor temperatura de ocurrencia del pico endotérmico. Y finalmente otro pico endotérmico, entre los  $480$  y  $500^\circ\text{C}$ , que se hace significativo en la muestra Mn3, rica en manganeso, lo que permite atribuírselo al proceso de oxidación de la fase de Mn ([Voskresenskaya, y Cordeiro, 1986](#)), que en este caso parece ser la litioforita, lo cual no se manifiesta de forma tan sobresaliente en las otras muestras.

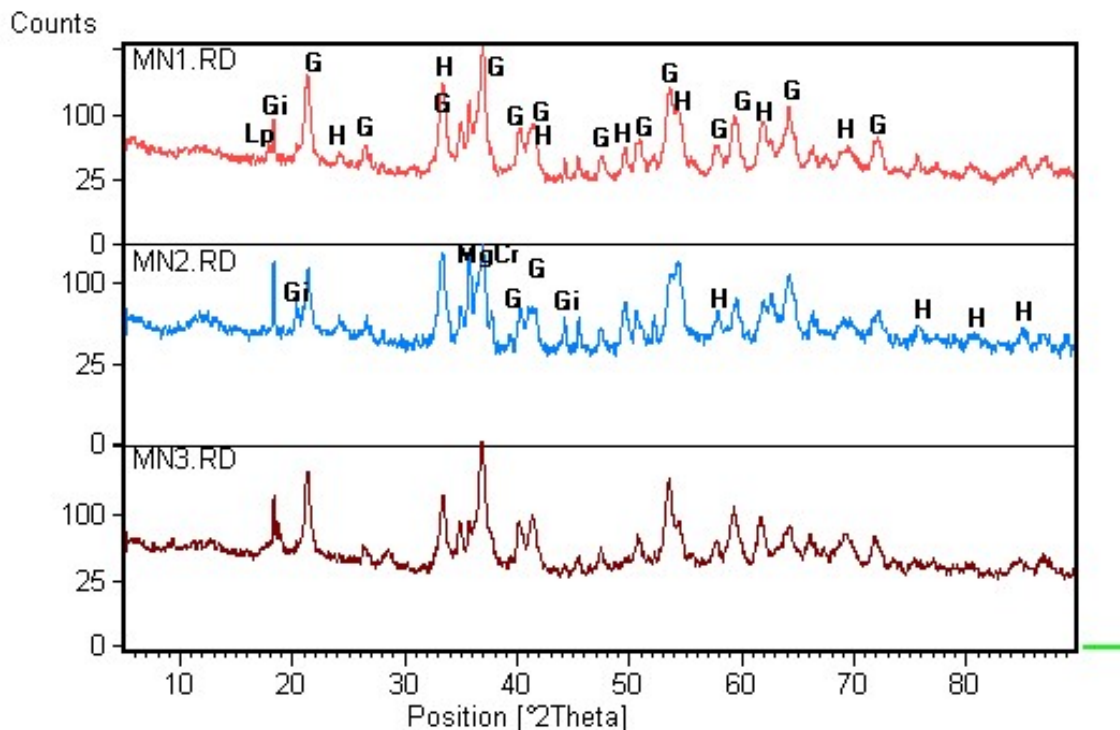


Figura 3. Difractogramas de muestras de los horizontes superiores del perfil L-48.  
Minerales: G: goethita; H: hematita; Lp: litioforita; Cr: cromita.

Hacia la parte inferior del perfil, la de los horizontes silicatados, es predominante la fase de serpentina, tipo lizardita, junto con el piroxeno enstatita y la forsterita, [Figura 4](#), las cuales suelen alterarse a nontronita, enriquecida en Ni.

El comportamiento térmico de estas muestras, exponen los endotérmicos a 100 °C y próximo de 300 °C ya conocidos, atribuibles a los procesos de pérdida de agua no estructural, para el primero y la deshidroxilación de la fase de goethita, para el segundo. La muestra Mn5, de una serpentinita alterada, expone el endotérmico próximo a los 300 °C, al presentar cierta cantidad de goethita. Además se observa otro endotérmico próximo a los 650 °C atribuible a la deshidroxilación de la lizardita. La presencia del piroxeno enstatita explica la presencia del pico endotérmico a los 720 °C y el exotérmico por la recrystalización de este mineral refractario a los 820 a 830 °C.

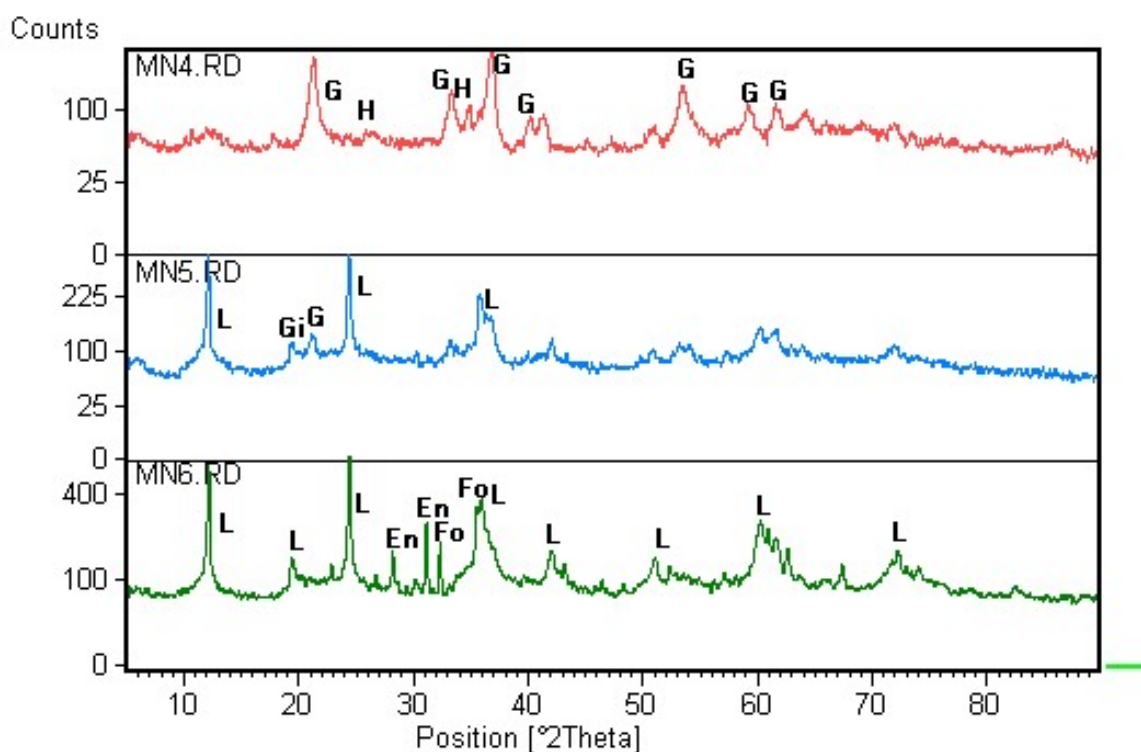


Figura 4. Difractogramas de muestras de los horizontes inferiores del perfil L -48.  
 Minerales: G: goethita; H: hematita; L: lizardita; En: enstatita; Fo: forsterita.

En tanto el perfil M-47, presenta una corteza laterítica con una composición parecida a la anterior, [Figura 5](#), pero difiere de ella, por la menor cantidad de gibbsita que posee y la presencia de la espinela tipo cromita. Aquí las fases de óxidos de Mn están en menor cantidad, en el orden de un 2.7 % en la muestra Mn8, donde se define como una litioforita según los reflejos: 4.71 Å<sup>o</sup>; 9.53 Å<sup>o</sup>; 3.38 Å<sup>o</sup>.

El comportamiento térmico de las muestras de esta zona expone dos acentuados picos endotérmicos propios de los óxidos de Fe, fundamentalmente goethita y otro, de poca intensidad que en las

muestras Mn7 y Mn8, son un tanto más significativo, atribuible a la oxidación de la fase de manganeso.

La zona silicatada de este perfil, [Figura 6](#), presenta los silicatos magnesianos del grupo de la serpentina: lizardita, con poco níquel, además del piroxeno enstatita y olivino, pero en menor cantidad que en perfil L-48, junto con nontronita. Por encima de estas rocas aparecen serpentinitas meteorizadas níquelífera (1,43 % de NiO), saprolita, compuesta por lizardita y nontronita, con algo de piroxeno, enstatita, y olivino.

Cabe señalar la presencia de un cuerpo, cerca del presente perfil, pero no formando parte de él, que posee una composición predominantemente aluminica y cálcica, tipo augítica, junto con el material magnésico ferroso intemperizado. De modo que este cuerpo está compuesto por silicatos Mg, tipo lizardita, además augita con reflejos difractométricos:  $2.98 \text{ \AA}^\circ$ ;  $3.22 \text{ \AA}^\circ$ ;  $2.51 \text{ \AA}^\circ$ , y nontronita, asociada a este cuerpo se encuentran rocas serpentinizadas meteorizadas, parecidas a las del perfil M-47.

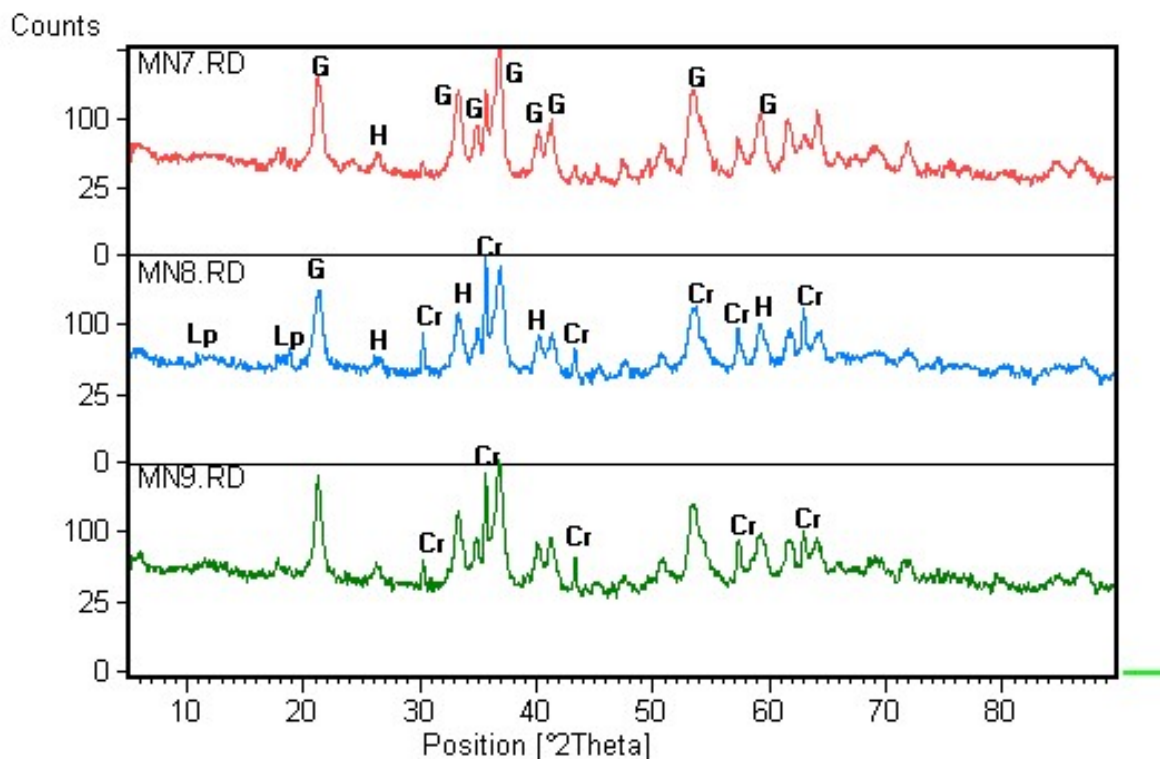


Figura 5. Difractogramas de muestras de los horizontes superiores del perfil M -47.  
 Minerales: G: goethita; H: hematita; Lp: litioforita; Cr: cromita.

Los termogramas de las muestras pertenecientes a los horizontes inferiores del perfil M-47, de esta zona silicatada, son muy parecidos a los que expone la muestra Mn1, la cual presenta un fuerte pico

endotérmico próximo a los 65 °C, por la pérdida del agua no estructural, otro endotérmico intenso cerca de los 650 °C, debido a la deshidroxilación de la fase de serpentina y posteriormente la recristalización del piroxeno enstatita a los 828 °C.

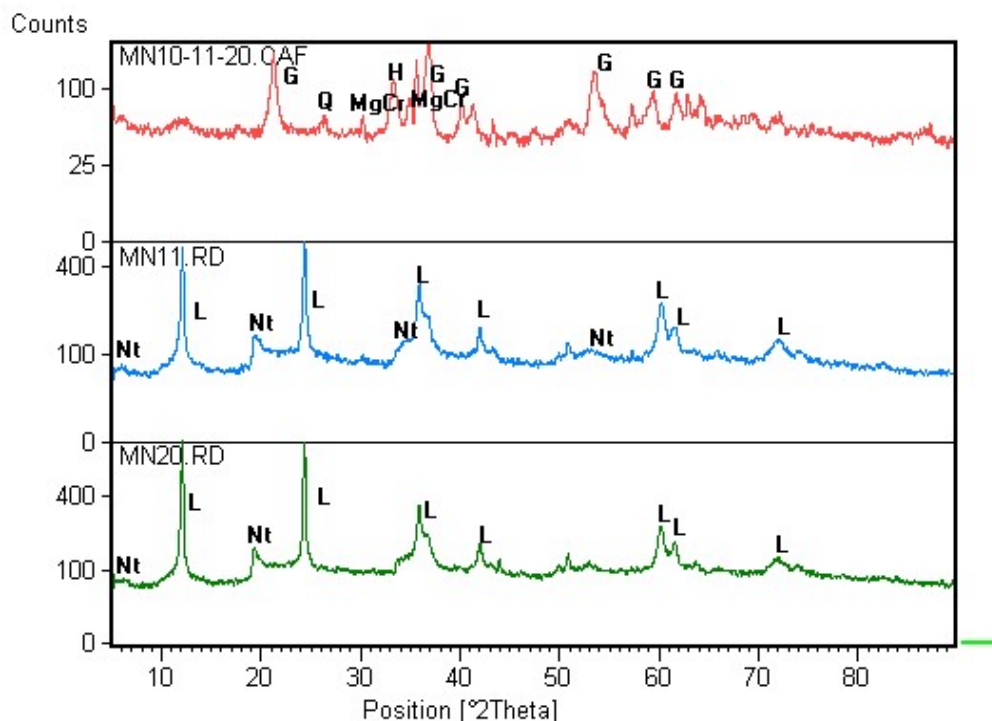


Figura 6. Difractogramas de muestras de los horizontes inferiores del perfil M-47  
 Minerales: G: goethita; H: hematita; Mgh: maghemita; Nt: nontronita;  
 L: lizardita.

## DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS

Al valorar el quimismo a través de los perfiles, se aprecia los contenidos elevados de Mn y Co, sobre todo en el perfil maduro L-48, donde los máximos contenidos se localizan en el horizontes de ocre medio en su parte superior, muestra Mn3, que llega alcanzar 9.91 % de MnO, además en este perfil está la Mn14 del horizonte de ocre medio con un 1.98 % de MnO. En tanto en el otro perfil M-47 los máximos se localizan en el horizonte de ocre medio - superior, (Mn8), y hacia el ocre medio-inferior, (Mn19) también, aunque aquí los máximos son del orden de 1.35 a 1.6 % de MnO respectivamente. Existiendo una plena correspondencia en la variabilidad de Mn y el Co a través del perfil. De modo entonces, el Co y Mn tienden a concentrarse en los horizontes de ocre medio en su parte superior y en la parte baja de los ocre inferiores para los perfiles lateríticos del yacimiento Punta Gorda.

La composición mineralógica de las muestras que presentan significativos contenidos de cobalto y manganeso (Mn3, Mn14 para el perfil L-48, Mn8 y Mn19 para el perfil M-47) es la siguiente:

Para la muestra Mn3, **Figura 7**, la más enriquecida en manganeso, se determina la goethita ( $\text{Fe}^{+3}\text{O}(\text{OH})$ ) ajustada más al tipo 29-713 PDF, como la fase mineral predominante, con un contenido cuantitativo preliminar de un 78 %, además contiene gibbsita ( $\text{Al}(\text{OH})_3$ ) del tipo 29-0041 PDF, en un 12 %, con algo de hematita, pero en muy poca cantidad, por debajo de un 5 %. En esta muestra se presentan reflejos difractométricos:  $9.71 \text{ \AA}^\circ$ ;  $4.75 \text{ \AA}^\circ$ , atribuibles a la existencia de los óxidos de Mn: litioforita ( $\text{Al, Li Mn}^{+4}\text{O}_2(\text{OH})_2$  (41-1378 PDF) y/o asbolana ( $\text{Co, Ni Mn}_2^{+4}\text{O}_4(\text{OH})_2\text{H}_2\text{O}$  (43-1459 PDF). La definición de estas fases de Mn puede ser discutido posteriormente dado los resultados ya obtenidos en yacimientos parecidos por **Manceau y otros, 1987**, en Nueva Caledonia. Además parece que necesita de una proceso de separación de fases minerales que entraña el uso de varias técnicas analíticas como lo plantea **Tokashiki, y otros, 2003** y **Vidhana y otros, 2004**.

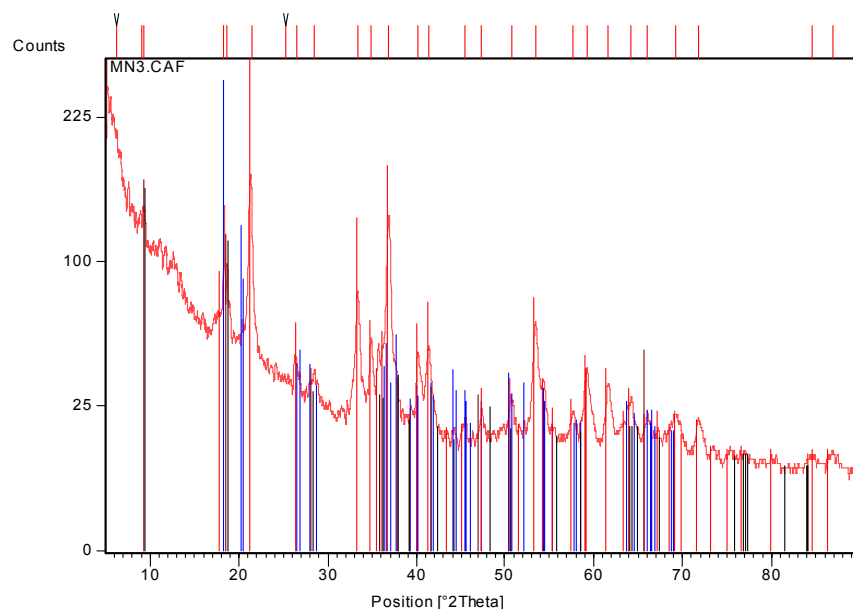


Figura 7. Difractograma de la muestra Mn3. Minerales: goethita: rojo; gibbsita: azul; litioforita: negro; y asbolana: marrón.

El termograma de esta muestra Mn3, expone un endotérmico a los  $65 \text{ }^\circ\text{C}$ , debido a la pérdida del agua no estructural que posee la muestra, luego un intenso pico endotérmico, a los  $313 \text{ }^\circ\text{C}$ , el más significativo producto del proceso de deshidroxilación de la fase mineral predominante, la goethita, y un pico endotérmico medianamente intenso que puede ser atribuible a la presencia de las fases de óxidos de manganeso, que dada su baja cristalinidad debió ocurrir próximo a los  $500 \text{ }^\circ\text{C}$ , pero aquí lo hace a los  $474 \text{ }^\circ\text{C}$ .

La muestra Mn 14, **Figura 8**, presenta como la Mn3, la goethita (62.6 %) como la fase predominante y la gibbsita en muy buena cantidad (23.6 %). Es significativo en esta muestra el contenido de hematita que llega a un 7.79 %. Aquí se define mejor la fase de óxidos de Mn, tipo litioforita ( $\text{Al, Li Mn}^{+4}\text{O}_2(\text{OH})_2$ , según los reflejos difractométricos:  $9.66 \text{ \AA}^\circ$ ;  $4.72 \text{ \AA}^\circ$ ,  $1.91 \text{ \AA}^\circ$ .

Térmicamente la muestra Mn 14 se comporta parecida a la Mn 3, con el efecto de deshidratación inicial a los  $65 \text{ }^\circ\text{C}$ , luego un intenso efecto endotérmico provocado por la deshidroxilación de la goethita a los  $319 \text{ }^\circ\text{C}$ , y un débil endotérmico a los  $481 \text{ }^\circ\text{C}$ , atribuible a la fase de Mn.



La muestra Mn 8, [Figura 9](#), tiene una composición parecida a la Mn 19, pues ambas presentan a la goethita como fase predominante, pero con poca cantidad de gibbsita (inferior a un 5 %). La Mn 8 posee además cromita ( $\text{Fe}^{+2} \text{Cr}_2\text{O}_4$ ) según los reflejos difractométricos:  $2.52 \text{ \AA}$ ;  $2.95 \text{ \AA}$ ;  $1.47 \text{ \AA}$ , en tanto la Mn 19, presenta la maghemita ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ), según:  $2.52 \text{ \AA}$ ;  $2.96 \text{ \AA}$ ;  $1.60 \text{ \AA}$ . Aquí en estas dos muestras la fase de óxidos de Mn detectada sin dificultad es la litioforita, para la Mn 8 están los reflejos:  $9.53 \text{ \AA}$ ;  $4.72 \text{ \AA}$ ;  $1.91 \text{ \AA}$  y en la Mn 19 están:  $9.43 \text{ \AA}$ ;  $4.74 \text{ \AA}$ ;  $1.91 \text{ \AA}$ .

Los termogramas de estas muestras dan resultados bastante parecidos, el endotérmico de la deshidratación inicial alrededor de los  $65 \text{ }^\circ\text{C}$ , el principal endotérmico próximo a los  $300 \text{ }^\circ\text{C}$ , provocado por la goethita como fase mineral predominante, y un débil endotérmico entre los  $430$  y  $453 \text{ }^\circ\text{C}$ , probablemente por la oxidación de la fase de manganeso.

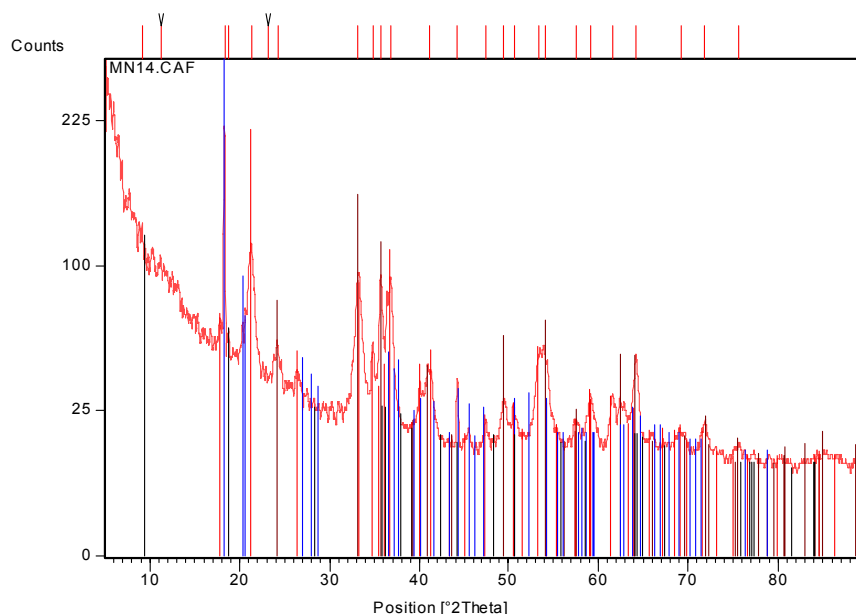


Figura 8. Difractograma de la muestra Mn14. Minerales: goethita: rojo; gibbsita: azul; litioforita: negro; y hematita: marrón.

De modo que para estas muestras enriquecidas en manganeso, se destaca la presencia de la goethita como fase mineral predominante, en paragénesis con gibbsita, pero esta fase se encuentra sólo en buena cantidad en el perfil mejor desarrollado, L- 48, no así en el otro que es incompleto o menos maduro, el M-47. Esto está en correspondencia con la composición química de estos perfiles, donde el L - 48 posee contenidos más elevados de alúmina que el M-47. Por otra parte, la litioforita es el óxido de Mn más frecuentemente detectado en las muestras enriquecidas en manganeso, con una baja cristalinidad, dado su cuadro difractométrico incompleto y los picos endotérmicos de la oxidación de dicha fase a temperaturas más baja que las reportadas para estos minerales, acorde con los resultados ya obtenidos por [Voskresenskaya y Cordeiro \(1986\)](#), en yacimientos cubanos parecidos.

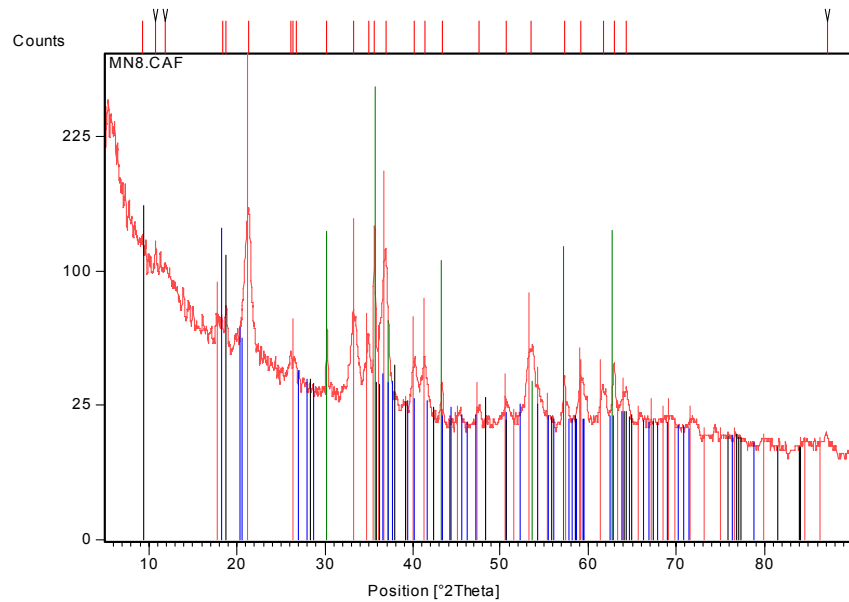


Figura 9. Difractograma de la muestra Mn8. Minerales: goethita: rojo; gibbsita: azul; litioforita: negro; y cromita: verde.

Al valorar la distribución del principal óxido de Mn detectado, la litioforita, a través de los perfiles lateríticos, [Figura 10](#), apoyados por los resultados de los cálculos cuantitativos según método difractométrico empleando el Autoquan, se aprecia una buena correspondencia entre la presencia de esta fase y los contenidos de Mn y Co. De modo que existen contenidos significativos para estos metales, coincidiendo en buena medida con la presencia de la fase litioforita, en las muestras Mn3 y Mn 14 para el perfil L-48 y Mn8 y Mn 19 para el perfil M-47, constituyendo estas muestras las más perspectiva para el estudio de las fases de Mn en los perfiles lateríticos del yacimiento Punta Gorda.

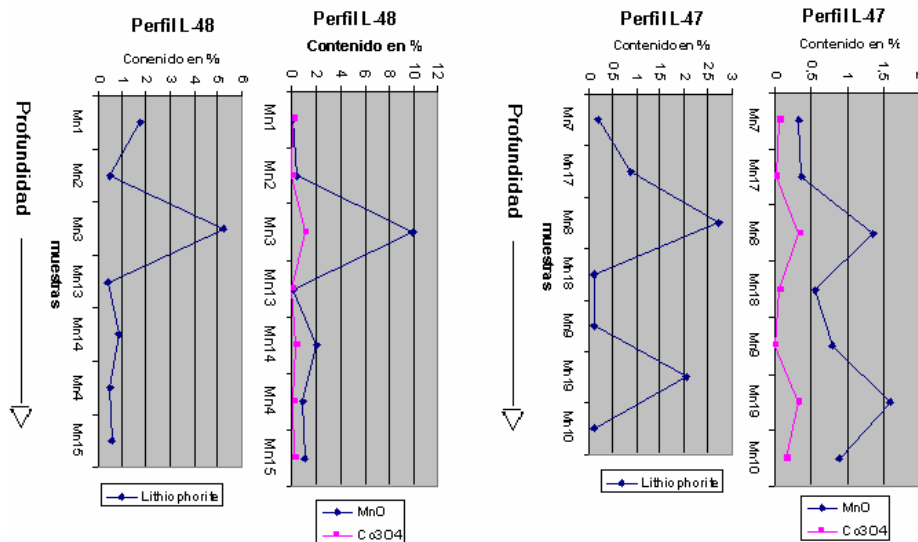


Figura 10. Distribución de la litioforita y los contenidos de Mn y Co a través de los perfiles lateríticos L-48 y M-47 del yacimiento Punta Gorda.

Estudiando la distribución de la litioforita en las muestras manganíferas, según las distintas clases granulométricas se observó que este mineral se tiende a concentrar en las fracciones granulométricas: f.2: (- 0.83 + 0.417 mm) y f.3: (- 0.417 + 0.074 mm), resultados parecidos había obtenido **Rojas Purón (2005)**, al declarar que el cobalto y el manganeso tienden a concentrarse en la fracción (- 0.417 + 0.074 mm). Luego la fracción de concentración para el Mn y Co y las fases de óxidos de Mn es la fracción menor de 0.83 mm y mayor de 0.074 mm.

Mineralógicamente la muestra enriquecida en óxido de Mn (Lp3), **Figura 11**, presenta goethita, litioforita y asbolana, estas últimas se define por los reflejos  $9.53^\circ$  y  $4.76^\circ$ , aunque estos reflejos caen en una región donde es posible la existencia de  $4.71^\circ$  y  $9.4^\circ$ .

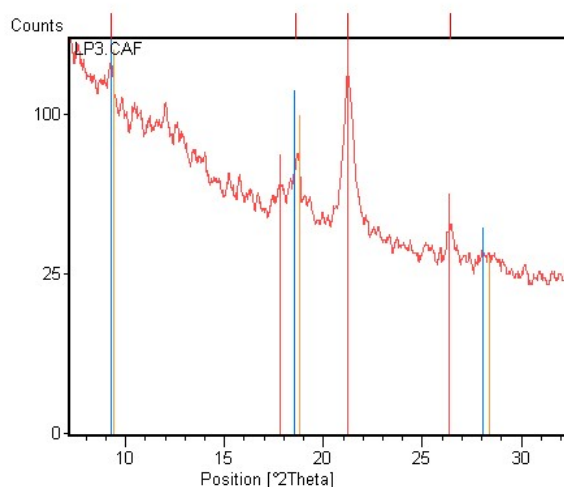


Figura 11. Difractograma de la muestra Lp3, sólo en detalle las fases de interés.  
Minerales: goethita (línea roja); asbolana (azul); litioforita (amarillo).

Térmicamente la muestra Lp3, **Figura 12**, presenta tres picos endotérmicos ya conocidos para este tipo de muestra. El proceso de pérdida de agua no estructural a los  $57^\circ\text{C}$ , el importante proceso de deshidroxilación de la goethita, a los  $317^\circ\text{C}$  y la oxidación de las fases de manganeso a los  $471^\circ\text{C}$ , donde aquí también parece de baja cristalinidad al juzgar por esta baja temperatura en que ocurre este efecto térmico.

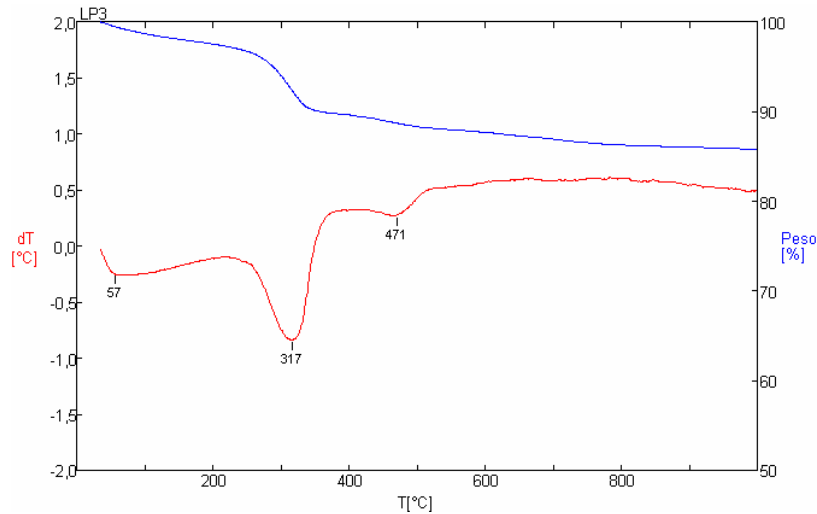


Figura 12. Curvas de ATD (curva roja) y TG (curva azul) de la muestra Lp3.

El espectro IR de la muestra Lp3, [Figura 13](#), presenta tres bandas de absorción atribuibles a la goethita: 796 y 896  $\text{cm}^{-1}$ , intensas como debe corresponder a la fase predominante en la muestra, además presenta la banda atribuible a la litioforita a los 478  $\text{cm}^{-1}$ , [Kim y otros, 2002](#), existe la banda de 1625  $\text{cm}^{-1}$  que falta aún por determinar la fase que lo provoca.

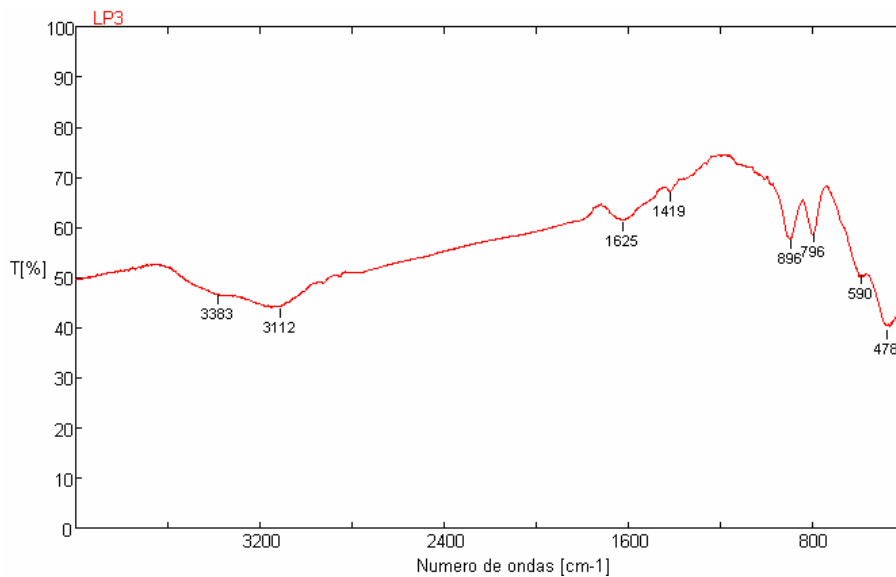


Figura 13. Espectro IR de la muestra Lp3.

## CONCLUSIONES

Los perfiles lateríticos enriquecidos en Co y Mn de las cortezas de intemperismo ferroniquelíferas del yacimiento Punta Gorda en Moa, Cuba, se caracterizan por poseer un material laterítico predominantemente de grano fino ( $- 0.045 \text{ mm}$ ), la que constituye de un 50 a un 55 % en peso de la muestra. La fracción granulométrica medianamente gruesa ( $- 0.417 + 0.074 \text{ mm}$ ) es la segunda fracción de importancia en estos horizontes lateríticos. La diferencia granulométrica principal entre el material laterítico de las concreciones ferruginosas y los ocreos se detecta en las partículas mayores

de 0.83 mm. En tanto, entre el material laterítico y el serpentinitico las diferencias principales están en la clase granulométrica más finas (menores de 0.045 mm) y en la más gruesa (mayor de 0.83 mm).

Resulta significativo en las características químicas de estos perfiles, el contenido anómalo del manganeso y el cobalto, sobre todo en el perfil maduro L-48, donde existe una apreciable concentración de estos metales en los horizontes de ocre superior y medio, donde el material con un típico color amarillo parduzco oscuro que posee un contenido de 9,9 % de MnO y 1,02 % de  $\text{Co}_3\text{O}_4$ , siendo la muestra más perspectiva para este perfil laterítico. En tanto en el otro perfil existen muestras con contenidos significativos que van desde 1,35 a 1.59 % de MnO y de 0.32<sup>a</sup> 0,34 % de  $\text{Co}_3\text{O}_4$  de mucho interés para el estudio de las fases minerales de óxidos de Mn en los perfiles lateríticos cubanos. Otro aspecto a resaltar es el contenido de aluminio un tanto más elevado en el perfil L-48, que alcanza un máximo en el horizonte de ocre superior de hasta un 20 %.

La goethita es el mineral predominante, con ciertos contenidos de hematita, maghemita y cromitas como minerales secundarios, observándose que el perfil maduro L-48 posee una mayor cantidad de gibbsita, acorde con los mayores contenidos de aluminio que tiene. Se define a la litioforita como el principal mineral de óxido de manganeso que existe en estos perfiles lateríticos, según los reflejos difractométricos : 4.71 A° y 4.74 A°; 9.43 A° y 9.76 A°.

Los termogramas de estas muestras enriquecidas en manganeso exponen tres picos endotérmicos, uno alrededor de los 60 y 70 °C, debido a la pérdida del agua no estructural que posee la muestra. Luego un intenso pico endotérmico, alrededor de los 300 a 315 °C, el más significativo, producto del proceso de deshidroxilación del mineral predominante, la goethita, y un pico endotérmico medianamente intenso que puede ser atribuible a la presencia de las fases de óxidos de manganeso, que dada la baja cristalinidad que presenta estas fase ocurre próximo a los 500 °C, pero siempre por debajo de esa temperatura, 450 a 470 °C.

Los espectros IR de estas muestras enriquecidas en manganeso se caracterizan por bandas de absorción típicas de la goethita, como la 796 y 896  $\text{cm}^{-1}$  junto con la banda 3 112  $\text{cm}^{-1}$ ; además se detecta aquí las bandas a los 461 y 1019  $\text{cm}^{-1}$ , atribuibles a la litioforita. Además existen las bandas 1619, 1413 y 1260  $\text{cm}^{-1}$ , que aún no se le ha podido atribuir la fase que lo provoca. Aspecto que habría que investigar en el futuro.

La litioforita es el principal mineral de óxido de manganeso que existe en estos perfiles lateríticos, presentándose de grano negro, brillo semimetálico, no magnético, de aspecto botroidal a masivo, presentando los reflejos difractométricos: 4.71 A° y 4.74 A°; 9.43 A° y 9.76 A°. Además los endotérmicos alrededor de los 500, aunque nunca por encima de esa temperatura dada su baja cristalinidad. Sus bandas de absorción próximas a los 790 y 890  $\text{cm}^{-1}$  junto con la banda 3 110  $\text{cm}^{-1}$  según espectros de IR. La fracción de concentración para el Mn y Co y las fases de óxidos de Mn es la fracción menor de 0.83 mm y mayor de 0.074 mm

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Almaguer, A. 1995. Cortezas de intemperismo: algunas características de sus partículas finas. Revista Minería y Geología. **1**: 9-19.
- Beukes, J. P., Giesecke, E. W., Elliot, W. 2000. Nickel retention by goethite and hematite. Minerals Engineering. Vol. 13. No. 14-15. pp 1573-1579.

- Brand N.W., Butt C.R.M., Elias M. 1998. AGSO Journal of Australian Geology and Geophysics, 17, 81-88. .
- Caron, M. H. 1950. Ammonian leaching of nickel and cobalt ores. Transactions of AIME 188, 67-90.
- Chukhrov, F. P., Gorshkov, V. A., Drits, V. A. 1989. Supergenic manganese Hydrous oxides. 208 p. Nauka. Moscow.
- Dalvi, Ashok D.; W. Gordon Bacon; Robert C. Osborne. 2004. The Past and the Future of Nickel Laterites. PDAC 2004. International Convention. Trade Show & Investors Exchange. March 7-10,
- Da Silva E. F., De Oliveira S. M. B.; Fonseca E.C. 2000. Extracción química selectiva secuencial sobre el estudio de la distribución del Co, Cr, Zn y Ni en muestras del yacimiento Punta Gorda. Geochimica Brasiliensis. 14. 1. pp 41-50.
- De Carvalho e Silva, M. L M., Oliveira S. M. B. 1995. As fases portadoras de níquel do minerio laterítico de níquel do vermelho, Serra dos Carajas (PA). Revista Brasileira de Geociencias. Vol. 25. pp. 69-78..
- De Carvahlo M. L. M., Silva E., Partiti C. S. M., Enzweiler J., Petit, S., Netto, S. M., Oliveira, S. M. B. 2002. Characterization of Ni-containing goethites by Mosbauer Spectroscopy and other techniques. Hyperfine Interactions. 00: 1-18.
- Gleeson S. A, R. J. Herrington, J. Durango, C. A. Velásquez, And G. Koll. 2004. The Mineralogy and Geochemistry of the Cerro Matoso S.A. Ni Laterite Deposit, Montelíbano, Colombia. Economic Geology. Vol. 99, pp. 1197-1213.
- Gleeson S. A, Butt C. R. M, Elias M. 2003. A review. SEG Newsletter 54, 11-18.
- Iturralde-Vinent, M. A. 1996. Ofiolitas y arcos volcánicos de Cuba. IGCP Project 364 Special Contribution No 1.
- Kim' Jae Gon, Joe B. Dixon, Charles C. Chusuei, Youjun Deng. 2002. Oxidation of Chromium (III) to (VI) by Manganese Oxides. Soil Science Society of America Journal. 66:306-315 © 2002 Soil Science Society of America.
- Kunhel R.A, 1978. Distribution and partition of elements in nickeliferous laterites. Bulletin B.U.R.G.M.section II. pp 191-206.
- Lavaut Copa, W. 1998. Tendencias geológicas del intemperismo de las rocas ultramáficas en Cuba oriental. . revista Minería y Geología. Vol. 15. pp 9-16.
- Manceau A, Llorca S, Calas G. 1987. Cristal chemistry of Co and Ni in lithiophorite and asbolane from New Caledonia. Geochimica and Cosmochimica Acta, London, 51 (1): 105-113.
- Manceau A, Gorshkov, A. I., Drits V. A. 1992. Structural chemistry of Mn, Fe, Co and Ni in manganese hydrous oxides: Part I. Information from XANES spectroscopy. Am. Mineral. 77: 1173-1144.
- Manceau A, Tamura, N., Marcus, M. A., MacDowell, A. A., Celestre, R. S., Sublett, R. E., Sposito, G., Padmore, H. A. 2002. Deciphering Ni sequestration in soil ferromanganese nodules by combining X-ray fluorescence, absorption, and diffraction at micrometer scales of resolution. Am. Mineral. 87: 1494-1499.
- Oliveira S.M.B. 1990. Estado actual de conocimiento de los minerales lateríticos de Ni en Brasil y el Mundo. Rev. IG, Sao Paulo, 11(2), 49-57, jul-dez.



- Oliveira, S.M.B; de Moya Partini, C.S., Enzweiler, J. 2001. Ochreous laterite: a nickel ore Punta Gorda, Cuba. *Journal South American Earth Science*. 34. 307 –317.
- Proenza, J; Melgarejo, J. C.; Gervilla, F. 2002. Comments on the paper Ochreous laterite: a nickel ore from Punta Gorda, Cuba, by Oliveira et. al. *Journal of South American Earth Science*. Pp1-4.
- Quintana Puchol R. 1985. Consideraciones sobre la composición química elemental de las fracciones granulométricas y magnéticas de las pulpas lateríticas crudas del yacimiento Moa. *rev. Cubana de Química*. Vol.1. No.4.
- Rodriguez Cardona, A. 1990. Prospección y exploración en las cortezas de intemperismo sobre ultramafitas en Nicaro y Pinares de Mayarí. Tesis de Doctorado. ISMM, MOa. 120 p.
- Rojas Purón A.L., Orozco, G. 1994. Iniciación al estudio de las fases minerales portadoras de Ni en el horizonte limonítico del yacimiento Moa. (en prensa a publicar en la revista *Minería y Geología* No. 1/94.
- Rojas Puron, A.L 2001. Evidencias a favor de que la goethita es la principal portadora de níquel en los horizontes lateríticos de las cortezas ferroniquelíferas. *Revista Minería y Geología*. 21-31. VOL. 18. NO. 3-4.
- Rojas Puron, A; Orozco, G; Vera, O; Arderí, A. 2005. Caracterización mineralógica de los perfiles lateríticos del yacimiento Punta Gorda. I CONVENCIÓN CUBANA DE CIENCIAS DE LA TIERRA. La Habana, abril 2005. ISSN 0258 5979.
- Schellmann W. 1978. Behaviour of Nickel, Cobalt and Chromium in ferruginous lateritic Nickel Ores. *Bulletin du B.R.G.M. section 2, No.3*.
- Tokashiki, Y, Hentona, T., Shimo, M., Vindhana Arachchi, L.P. 2003. Improvement of the successive selective dissolution procedure for the separation of birnessite, lithiophorite, and goethite in soil manganese nodules. *Soil Science Society American Journal*. 67. 837-843. División S-5- Pedology.
- Vera Sardiñas, L.O. 2001. Procedimiento para la determinación de las redes racionales de exploración de los yacimientos lateríticos de níquel y cobalto en la región de Moa. Tesis doctoral. ISMM, Moa. 111 p.
- Vidhana Arachchi, L.P., Tokashiki, Y. 2004. Mineralogical characteristics and micromorphological observations of brittle soft Fe/Mn concretions from Okinawan soils. *Clays and Clay Mineral*. Vol. 52. No. 4. 462-472.
- Voskresenskaya, N, Cordeiro, C. 1986. Hallazgo de Elizabetinskita en las formaciones ocrosas de la corteza de intemperismo del yacimiento Levisa, Holguín. *revista Minería y Geología* 3/86. pp 53-62.
- Yongue-Fouateu, R.T. Ghogomu, J. Penaye, G.E. Ekodeck, H. Stendal, F. Colin: Nickel and cobalt distribution in the laterites of the Lomie´ region, south-east Cameroon. *Journal of African Earth Sciences*. (revision para su publicación). 2006.



# PROSPECCION CON GEORADAR EN LOS YACIMIENTOS LATERITICOS DE YAGRUMAJE SUR

**Jorge Acosta Breal<sup>(1)</sup> , Maria Gentoiu<sup>(2)</sup>**

<sup>(1)</sup>y <sup>(2)</sup> Empresa Geominera Oriente, Loma de San Juan, km 2 ½, Santiago de Cuba, Cuba,  
E-mail: <sup>(1)</sup>: [jacosta@geominera.co.cu](mailto:jacosta@geominera.co.cu) y <sup>(2)</sup>: [mgentoiu@geominera.co.cu](mailto:mgentoiu@geominera.co.cu)

## Resumen

El creciente interés en el estudio de los minerales existentes en las cortezas tropicales de intemperismo induce a la búsqueda de tecnologías y metodologías que permitan un calculo confiable y económico de esos recursos minerales.

El tradicional uso de redes de pozos para el calculo de los recursos minerales en cortezas lateriticas resulta por lo general insuficiente y poco preciso, al no poder evaluar adecuadamente la variabilidad de los espesores de la capa mineral, para lo cual serían necesarias redes extremadamente densas de perforaciones (del orden de 4 x 4m, según muchos autores) que resultan económicamente imposibles.

En la actualidad, los métodos geofísicos, especialmente el del Georadar, , resuelven ese problema con un amplio potencial demostrado en la definición del modelo geológico de los depósitos y en la planificación minera. El Georadar permite obtener imágenes del subsuelo con alta resolución lateral y vertical y definir con seguridad los contactos entre las limonitas y las serpentinas blandas y entre estas y las rocas del basamento. También detecta relictos de rocas dentro de las lateritas y zonas de agrietamientos en el basamento.

En este trabajo se presentan los resultados obtenidos en varios yacimientos de la región de Moa, ubicada en la parte Norte Oriental de Cuba, sectores: Yamanigüey, Yagrumaje Norte y Punta Gorda. En los Radargramas obtenidos se separan con una alta resolución las interfases entre las limonitas y saprolitas y entre estas y las rocas consolidadas.

## Abstract

The growing interest in the study of the ores in the lateritic weathering profiles induces to the search of technologies and methodologies that allow a reliable and economical estimation of these mineral resources.

The traditional use of a boreholes grid for the calculation of the lateritic ore mineral resources is in general insufficient and not very precise, not being able to evaluate properly the variability of the thickness of the mineral layer because it would be necessary an extremely dense grid of drilling (4x4 m, according to many authors), which is economically too expensive.

In the present, the geophysical methods, especially GPR, solve the problem with a wide potential demonstrated in the definition of the geologic pattern of those deposits and in the mining planning. The GPR allows to obtain images of the underground with high lateral and vertical resolution and to define the boundary between the limonites and the soft serpentines and between these and the parent rocks of the basement. It also detects blocks and pebbles of unweathered rocks inside the laterite and areas of cracking in the basement.

In this work are presented the results of the investigations of several laterite deposits of the Moa region, located in the North-Eastern part of Cuba, within the sectors called Yamanigüey, Yagrumaje Norte and Punta Gorda. In the obtained Radargrams are separated with a high resolution the boundary between the limonites and saprolite and between these and the consolidated rocks.

## 1. INTRODUCCION

En la región Norte-Oriental de Cuba se localizan importantes yacimientos lateriticos que sirven de sustento a una importante producción de níquel más cobalto y a una industria en la que se invierten cuantiosos recursos para su desarrollo.



La preparación de las reservas geológicas que garanticen el desarrollo de la industria niquelífera nacional, se convierte en un objetivo priorizado de los geólogos y geofísicos cubanos.

En este trabajo se demuestra que la utilización de la técnica geofísica conocida como Georadar o GPR (Ground Penetrating Radar) aporta la información geológica necesaria para realizar un eficiente cálculo de recursos y proceder a una adecuada planificación minera, con más eficiencia y menos costos que mediante las metodologías tradicionales.

La técnica GPR permite obtener imágenes de alta resolución de la corteza de intemperismo, delimitando:

- la frontera entre la zona de ocres estructurales finales y los ocres estructurales iniciales (saprolita fina).
- la frontera entre los ocres estructurales iniciales y la roca madre lixiviada (saprolita gruesa).
- la frontera entre la roca madre lixiviada y el basamento rocoso.
- la presencia de núcleos de rocas dentro de los ocres.

Entre las variables geológicas que intervienen en el cálculo de recursos de estos depósitos se destaca, por su extrema variabilidad, la potencia de las capas productivas, sobre todo en el límite con las saprolitas y el basamento. Para obtener su modelación adecuada mediante perforaciones, serían necesarias redes de 4 x 4 m, según los resultados de destacados especialistas cubanos, lo que elevaría considerablemente los costos de la investigación. El Georadar, permite definir esas interfaces mediante imágenes muy resolutivas obtenidas metro a metro en la línea del perfil o a la distancia deseada por el cliente.

## 2. MATERIALES Y METODOS

### Breve descripción del ambiente geológico

Los yacimientos lateríticos de la región de Moa, parte nort-oriental de Cuba, comenzaron a ser estudiados en la década del 50 del siglo pasado por compañías norteamericanas, pero, solo a finales de ese decenio se comienza su explotación con la instalación de una moderna industria de proceso ácido.

La parte oriental de Cuba incluye seis macizos de rocas máficas y ultramáficas ofiolíticas con un área total de 3400 Km<sup>2</sup>, de los cuales 835 Km<sup>2</sup> (el 25%) están cubiertos eluvialmente por una corteza de intemperismo laterítica de 10 m de potencia promedio, desarrollada en terrenos amesetados y de suave pendiente (principalmente 5-15 °), con cotas +50 hasta +900 m, prolongadamente (Maestrichtiano-Paleoceno hasta el Reciente). La mayor parte del área de los macizos está constituida por ultramafitas harzburgitas serpentinizadas en un 40-90%, de procedencia oceánica toleítica (23% de olivino y 76% de piroxeno rómbico enstatita).

La corteza de intemperismo laterítica, independientemente de la altimetría del terreno respecto al nivel del mar, presenta una misma estructura litológica zonal, con uno hasta seis litotipos, donde se distinguen dos zonas inestructurales (globulada, terrosa) y cuatro estructurales (con relictos de la estructura primaria de la roca madre, fragmentaria, polvosa), ubicadas inmediatamente por debajo de las primeras (Lavaut, 2001). Según la composición zonal, se establecen tres tipos litológicos de perfiles de intemperismo: inestructural (con uno o dos litotipos inestructurales hematito-goethíticos gibsíticos); estructural incompleto (con dos litotipos inestructurales hematito-goethíticos gibsíticos y un litotipo estructural limonítico gibsítico); y estructural completo (con dos litotipos inestructurales hematito-goethíticos gibsíticos, un litotipo estructural limonítico gibsítico y un litotipo estructural serpentínico- arcilloso limonítico). Fluctuantemente, por debajo de cada perfil ocroso yacen las zonas litológicas de rocas madres lixiviadas y agrietadas, que completan el espesor total de alteración hipergénica de las rocas madres.



La presencia, difusión areal y potencia de los tipos litológicos de perfiles de intemperismo se controlan por la variación de la pendiente del terreno, el microclima, fisuración tectónica y el quimismo y mineralogía de las rocas madres ultramáficas (magnesialidad, ferrosidad-aluminosidad, cantidad y tipo de piroxeno y serpentinas), siendo más desfavorables los tipos menos serpentinizados, más antigoritizados y más piroxénicos, así como los terrenos con frecuentes pendientes entre 15 y 35°, y los ubicados en microclimas menos lluviosos (menor de 1500 mm/año).

Las Cortezas de Intemperismo Ferroniquelífera-Cobaltífera cubanas litológicamente están formadas por las zonas (capas u horizontes) que se recogen en la Tabla No.1, (Lavaut,2001)

La extrema variabilidad lateral de los perfiles lateríticos fundamentalmente en los límites entre los ocreos estructurales iniciales y la roca lixiviada o en su ausencia con la roca madre, impiden que las tradicionales redes de pozos pueden reflejar una imagen real de esos contactos y de las potencias de las capas limoníticas (Francké, 2001). En la Figura 1 se observan algunos de los escenarios posibles donde las perforaciones no son capaces de dar la imagen real del corte litológico, induciendo a significativos errores en la definición de los espesores de las capas y el posterior cálculo de recursos.

### **Principios del GPR**

El GPR se basa en la emisión de un breve pulso de energía electromagnética a través de una antena emisora hacia el subsuelo con una frecuencia única que puede variar entre 12.5 y 2000 Mhz. Cuando el pulso alcanza una interfase donde existe un contraste en la constante dieléctrica, ocurren fenómenos análogos a los registrados en la sísmica de reflexión cuando cambia la impedancia acústica. Una parte de la onda es reflejada y regresa a la superficie donde es captada por la antena receptora, mientras que la energía remanente continúa su recorrido hasta la siguiente interfase.

La experiencia de trabajo en la zona indica que las profundidades alcanzadas por las ondas Radar en las limonitas son significativas, debido probablemente a diferentes causas, entre ellas:

- el fuerte contraste existente entre los límites de las capas, especialmente entre los OEF y OEI y el basamento.
- en los ocreos se produce una lixiviación de los minerales conductores, favoreciendo el tránsito de la señal por este medio sin que se produzca su total atenuación.

Uno de los principales objetivos en la exploración de las lateritas es definir el límite entre los ocreos y la roca madre, que por lo general, constituye la frontera de la minería. La imagen de este contacto se obtiene nítidamente por la técnica Radar, posiblemente debido a las cantidades contrastantes de agua existentes en ambas capas. En los ocreos y las saprolitas el contenido de agua es alto por la presencia de minerales arcillosos y mayor cantidad de poros, determinando que la velocidad de propagación de las ondas sea relativamente pequeña, mientras que en el basamento disminuye drásticamente la cantidad de agua y las ondas alcanzan velocidades mucho más altas, produciéndose en ese límite una fuerte reflexión.

### **Metodología de los trabajos**

En la captación de los datos se utilizó el sistema georadar Ramac GPR™, de nacionalidad Sueca (Fig.2)

Las mediciones se realizaron por líneas, con paso de medición 1 metro, utilizando una antena no protegida de 50 Mhz.

El procesamiento incluyó varias etapas, entre las cuales la determinación de las velocidades para la conversión de profundidades y la corrección de alturas.

El cálculo de las velocidades se realizó utilizando el modo de operación CMP (common midpoint), el análisis de las hipérbolas existentes en los radar-gramas y la correlación con pozos de perforación.

### 3. RESULTADOS

En este trabajo se presentan algunas de las líneas medidas en una campaña de radar realizada en los meses de abril y mayo de 2004, en diferentes yacimientos de la región de Moa. Con la antena utilizada se logran profundidades de alrededor de 20m, suficientes para el estudio del corte laterítico en las líneas estudiadas. Se presentan como ejemplos las líneas 8,7 y 5 del yacimiento Moa-Oriental (ver Fig. 3,4 y 5) y PYM1 y PYM2 del yacimiento Yagrumaje Norte (ver Fig. 6,7)

#### Línea-8 (ver Fig 3)

En el área investigada existe una red de perforación de 33.33x 33.33 m. A pesar de esta red, la gran variabilidad lateral de los límites entre los OEI (saprolita fina) y la roca madre hace insuficiente la densidad de perforaciones para lograr la modelación necesaria de ese contacto.

En el radargrama obtenido, se aprecia con nitidez el contacto entre los OEI y las rocas saprolíticas con el basamento delimitado por una línea de color oscuro.

La línea de color claro representa el límite entre los OEI y la roca saprolítica, más desarrollada en la parte oeste del perfil

La correlación con los pozos resulta por lo general bastante buena. El color oscuro de la parte inferior de la columna de los pozos representa la roca madre, el color claro las rocas saprolíticas y el color oscuro de la parte superior, los ocres estructurales e inestructurales.

#### Línea -7 y Línea -5

En las Figuras 4 y 5 se muestran los resultados alcanzados en las líneas 7 y 5, ubicadas a 33.33m y 100m respectivamente de la anterior. El límite con el basamento se destaca fuertemente, reflejando las irregularidades de ese contacto a todo lo largo de los perfiles.

El límite entre los OEI y las saprolitas está representado claramente con un desarrollo irregular en el perfil.

Como se puede apreciar en las imágenes presentadas, en algunas ocasiones existe diferencias entre los pozos y los resultados del Georadar. Estas diferencias son debido a las limitaciones que la perforación presenta y que fueron descritas anteriormente (ver Fig.1)

#### Lineas PYN1 y PYN2

Del yacimiento Yagrumaje Norte se presentan estos dos perfiles situados aproximadamente en la zona central, donde existía una red de perforación previa de 23.5x23.5 aproximadamente (ver Fig. 6 y 7).

El contacto entre los OEI y el basamento (roca madre) se delimita por una línea de color oscuro. La línea interrumpida representa el campo magnético total.

Puede observarse la gran variabilidad lateral del contacto y como la relativamente densa red de perforaciones no es suficiente para modelarlo con precisión.

Entre los pozos 095824(P-24) y 095815(P-15) del perfil PYN1, se observa que el basamento rocoso se acerca a la superficie. Este pozo P-15 está situado en una zona de agrietamiento como lo indica el radargrama y lo ratifica el perfil magnetométrico por un mínimo magnético. Entre los pozos 095815(P-15) y el 095806(P-06), existe un pináculo de rocas que se refleja en un máximo del perfil magnetométrico y es nítidamente definido por la imagen del Radar. Cerca del P-15 a una profundidad aproximada de 7 metros, aparecen en el radargrama pequeñas hipérbolas o reflexiones significativas en intensidad de las ondas electromagnéticas que asociamos a relictos de rocas. Algo similar ocurre a los 13 metros aproximadamente en la misma zona.

En el resto del perfil se aprecia en la imagen que ofrece el GPR, como es la variación real de ese contacto entre los OEI y la roca madre. Dentro de la masa ocrosa del perfil se observan puntos de reflexión mas o menos densos, que se pueden asociar a zonas de oxidación de magnesio, hierro, pequeñas corazas, zonas silicificadas, etc. Las reflexiones mas intensas que en algunas zonas llegan a formar pequeñas hipérbolas están reflejando la presencia de relictos rocosos con diámetros superiores a 1 metro.

La correlación entre la perforación y el resultado geofísico en este perfil es buena al existir diferencias poco significativas generalmente inferiores a 2 metros

En la Fig. 7, se muestra la imagen del perfil PYN2, con características similares al descrito anteriormente. Una vez mas la red de perforación resulta insuficiente para modelar con eficiencia el contacto entre los ocres y la roca.

#### **4. CONCLUSIONES**

Los resultados obtenidos permiten mapear diferentes capas del corte litológico en las lateritas, con una alta resolución.

El limite entre las rocas madres y los ocres estructurales iniciales se define fuertemente.

Se puede delimitar con nitidez el contacto entre la capa de los ocres iniciales y los finales.

La prospección con Georadar constituye una herramienta valiosa en la evaluación de los yacimientos lateríticos, permitiendo determinar la potencia de las capas limoníticas.

En el presente, solo la técnica Radar permite lograr un salto cualitativo en el cálculo de recursos en este tipo de yacimiento.

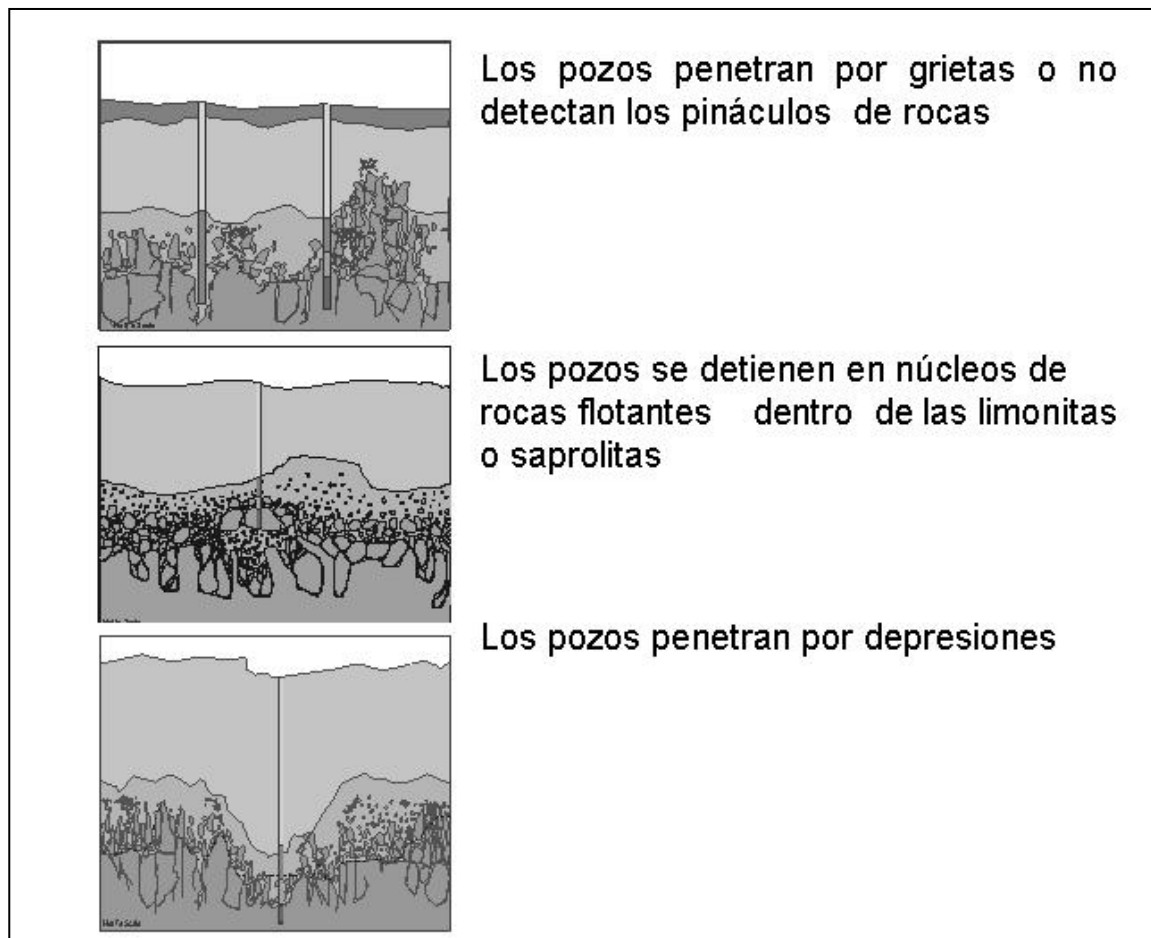
Este método geofísico constituye una poderosa herramienta para la proyección de la minería, especialmente por el sistema de bancos.

#### **BIBLIOGRAFIA**

Francké Jean C. 2001, Ground Penetrating Radar Test Surveys, Moa Bay Nickel Project, Moa, Cuba

Lavaut Copa W. 2001, Tendencias geológicas del intemperismo de las rocas ultramáficas en Cuba Oriental

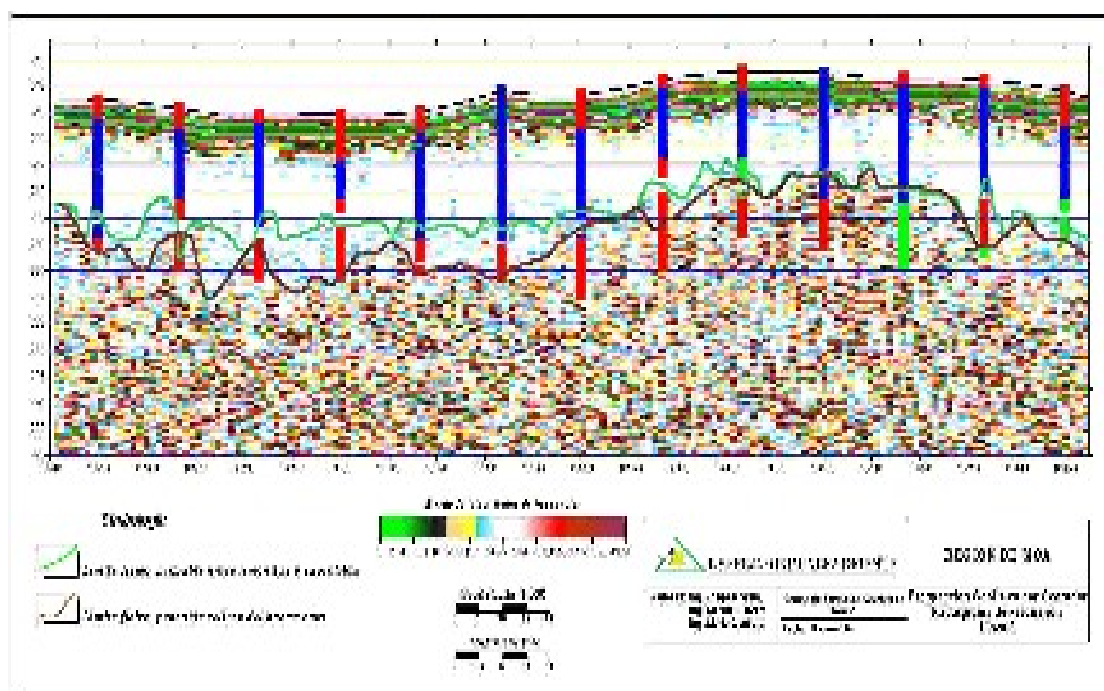




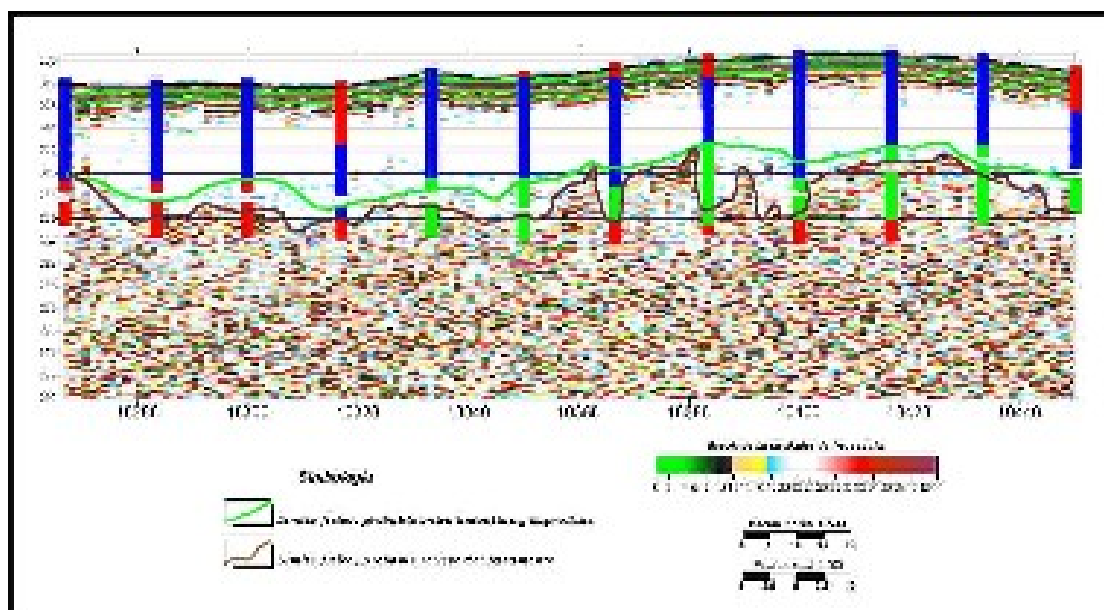
**Fig1.** Situaciones que inducen a errores en la estimación de las potencias de las capas limoníticas. . (J Francke, 2001)



**Fig 2.** Comisión de georadar en operaciones.



**Fig.3** Radargrama por la Línea-8



**Fig.4** Radargrama por la línea-7

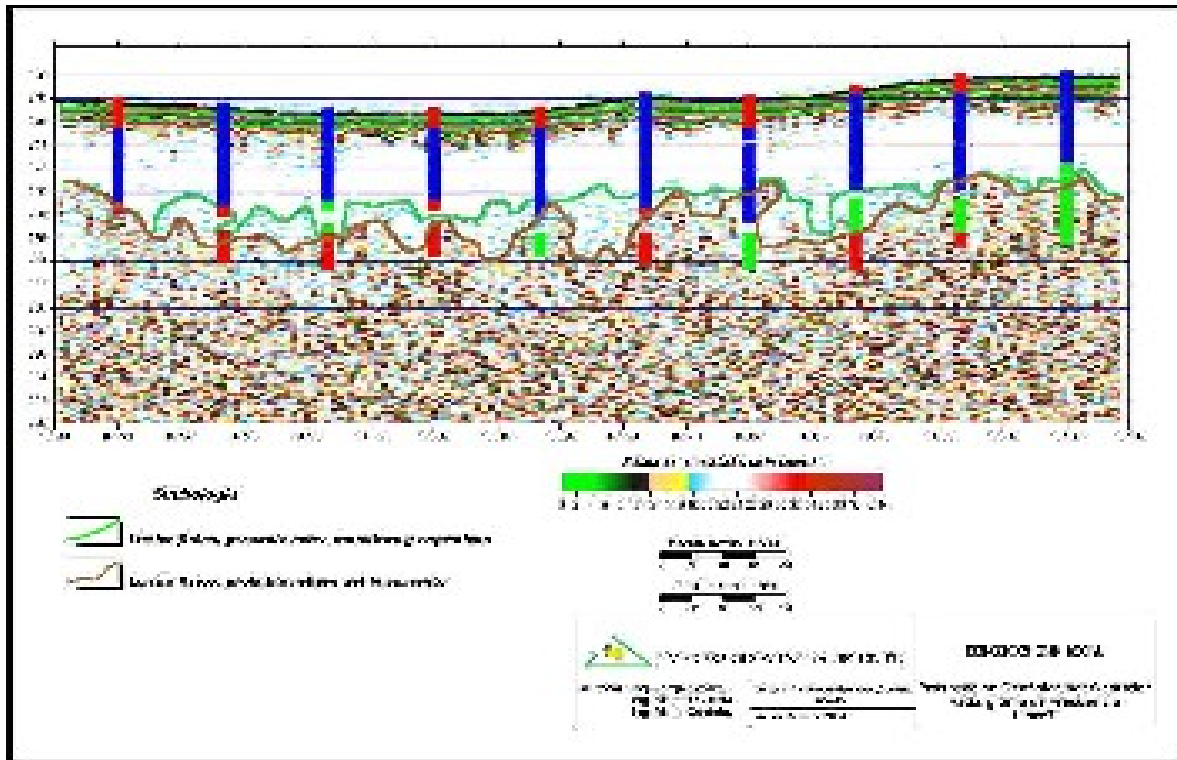
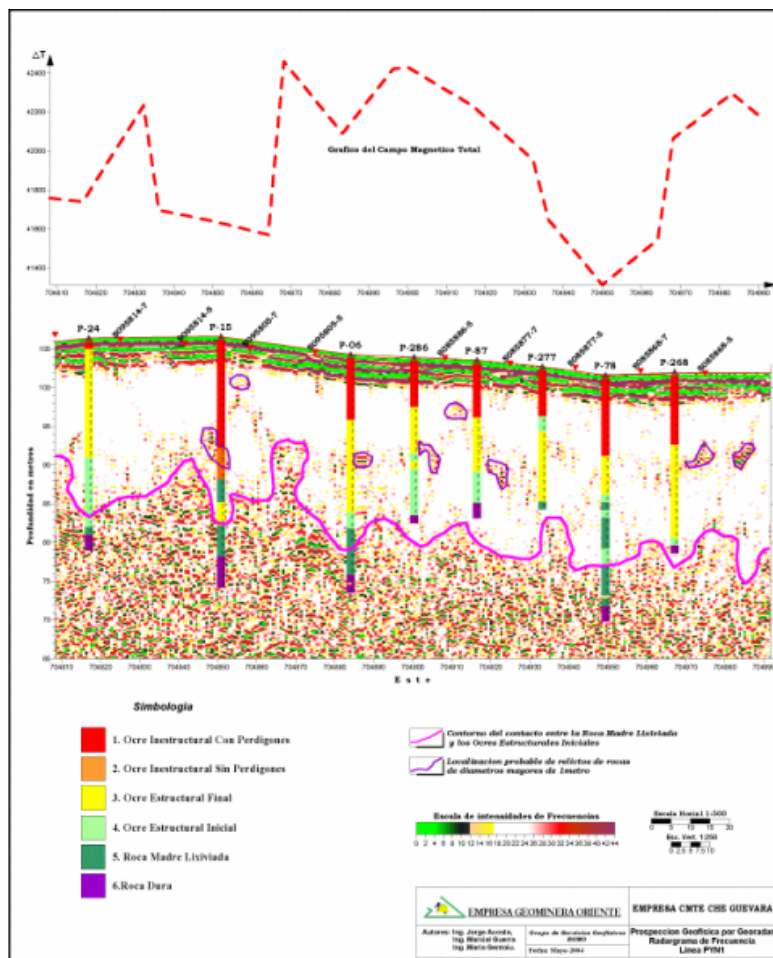


Fig.5 Radargrama por la Línea 5







<b>Zonas Litológicas Genéticas</b>	<b>Litotipos cubanos</b>	<b>Léxico literario</b>	<b>Tipos de Perfiles de Intemperismo</b>
Zonas de deshidratación y globulación de hidróxidos de hierro	Ocre inestructural con concreciones ferruginosas (OICP)(perdigón y coraza)	Ferricreta	Inestructural laterítico goethítico-hematítico gibbsítico
Zona de ocretización completa	Ocre inestructural sin concreciones ferruginosas (OISP)	Limonita= Tierra roja	Inestructural laterítico goethítico-gibbsítico
Idem	Ocre estructural final (OEF)	Limonita= Saprolita fina	Estructural laterítico goethítico-gibbsítico
Zona de ocretización parcial	Ocre estructural inicial o semiocre (OEI)	Saprolita media	Estructural saprolítico goethítico-serpentínico
Zona de lixiviación y ocretización inicial	Roca madre lixiviada y ligeramente ocretizada (RML)	Saprolita gruesa	Estructural saprolítico serpentínico-arcilloso
Zona de agrietamiento	Roca madre agrietada con mineralización zonal hipergénica filoniana y masiva (RMA)	Roca madre	Estructural saprolítico serpentínico querolítico





# INFLUENCIA DE PROCESOS HIDROGEOLÓGICOS EN LA FORMACIÓN Y POSTERIOR ENRIQUECIMIENTO MINERAL DE YACIMIENTOS COBALTO-NIQUELÍFROS EN LATERITAS

**Constantino de Miguel Fernández.**

*Instituto Superior Minero Metalúrgico (ISMM) Las Coloradas s/n, Moa, Holguín: E-mail: cdemiguel@ismm.edu.cu*

## RESUMEN

En el trabajo se exponen las características hidrogeológicas por componentes de la corteza de intemperismo que forma el yacimiento Punta Gorda en Moa, Cuba, ubicado en la franja ofiolítica en el extremo noreste de la Provincia Holguín, incluyendo el quimismo de las aguas subterráneas y cálculos que establecen las características de los procesos de movimiento del agua en las lateritas del yacimiento, con flujo vertical originado por las altas propiedades de ascensos capilares de las lateritas y presiones existentes en el acuífero de las peridotitas que las subyacen.

Los resultados del trabajo aportan un incalculable efecto científico y económico ya que se establece una nueva teoría sobre la influencia de procesos hidrogeológicos en la formación de estos yacimientos y su enriquecimiento posterior, también se establecen las bases para la ejecución de un Proyecto de Explotación minera incluyendo medidas de drenaje y definición de áreas para la construcción de plataformas para el secado de la materia prima mineral que permitan la reducción de la humedad de las lateritas antes del ingreso a la industria, con significativos aportes económicos por reducción del consumo de combustible (Petróleo) en el secado del mineral en hornos de la industria.

## ABSTRACT:

In this Project, the hydro - geological characteristics are expounded in components of the weathered layer that form the cobalt – nickel site at Punta Gorda in Moa, Cuba, the chemical composition of the subterranean waters and calculations that establish the characteristics of the processes of water movement in the upper soil layers of the site with vertical flow originating from the high properties of capillary ascents in the upper layers of the soil and existent pressures in the aquifer in the peridotitas that underlie them.

In function of the obtained results, a new theory was established that characterizes the hydro – geological processes or moreover, represents the main factors of formation of these sites; if those factors were the main ones that influenced greatly in the formation of the site, like in its later mineral enrichment.

Moreover, the results of the project contribute greatly and incalculably to the economy, since it allows the execution of a Mineral Exploitation Project, drainage measures and a base for the creation of Dry Mineral Platforms in the sites causing the reduction of the humidity in the upper soil layers which significantly contributes to the reduction in the consumption of fuel (Petroleum) in the drying of the minerals in the factory " Comandante Ernesto Che Guevara " of Moa.

## INTRODUCCIÓN:

El yacimiento niquelífero Punta Gorda con un área de unos 8 Km<sup>2</sup>, ubicados por red kilométrica de Cuba en las coordenadas:

X: 700,800 - 704,100

Y: 218,600 - 221,900

El yacimiento tiene en la actualidad mas de un 60 % de sus reservas explotadas, cuenta con diversos estudios geológicos y también hidrogeológicos, que hasta el año 2002 tenían establecido parcialmente las características hidrogeológicas del yacimiento así como de forma general las características del drenaje necesario para mejorar las condiciones de explotación mineral y de racionalidad del proceso industrial, ambos casos afectados sobre todo por el alto grado de humedad presente en el yacimiento.

Los estudios realizados no aportaban la información necesaria para el establecimiento de la complejidad hidrogeológica a nivel de detalle de forma que permita racionalizar la minería y obtener una metalurgia efectiva en lo que a las afectaciones por condiciones hidrogeológicas se refiere.

De tal forma por la Dirección de la Empresa Comandante Ernesto Che Guevara (E.C.G.E.C.G.) se propuso la ejecución de una investigación hidrogeológica e ingeniero geológica de detalle en los aspectos que directamente afectan el proceso de explotación minera y el proceso metalúrgico con salida de resultados reflejados en mapas escala 1: 10 000. Estudio que diera respuesta a lo solicitado fue programado y dirigido por el autor de este trabajo. Con la investigación se estableció el detalle necesario de las condiciones hidrogeológicas y se realizo entre los años 2003 al 2004 (Blanco B. J. L.; Llorente. G. E.; De Miguel F. C.).

## MATERIALES Y MÉTODOS:

Durante la ejecución del estudio que aporoto la información necesaria para la elaboración del presente trabajo se realizó un complejo de trabajos con volúmenes correspondientes al Programa de Investigación, elaborado por actividades hidrogeológicas y que se relacionan en la Tabla No. 1.

Tabla I. Principales Trabajos ejecutados.

Actividad	U.M.	Real
Levantamiento geológico	1:10 000	8 Km <sup>2</sup>
Perforación	Calas	43
	m.l.	905
Vertimientos	U	20
Cubeteos	U	31
Muestras de rocas	Sacos	180
	Pomos	236
	Shelbys	35
Ensayos de laboratorio	Humedad	226
	Peso específico	219
	Granulometría	177

Con los resultados de los trabajos realizados se pudo establecer en detalle las condiciones hidrogeológicas e ingeniero geológico del yacimiento, estableciéndose condiciones que se desconocían relacionadas con el carácter hidrodinámico de las aguas en las peridotitos agrietadas que yacen bajo las lateritas y de los estratos inferiores de estas. Estableciéndose también las propiedades de capilaridad y ascensos capilares de las lateritas que junto con las características del quimismo de las aguas subterráneas nos han permitido establecer la influencia que las propiedades de capilaridad y quimismo pueden tener en la formación primaria del yacimiento y su posterior enriquecimiento mineral.

## Características hidrogeológicas generales.



En el yacimiento Punta Gorda ubicado en la Faja Ofiolítica Mayari – Baracoa en el Noreste de la Provincia de Holguín, está desarrollado un complejo acuífero formado por dos horizontes acuíferos estratificados o con capas, con diferencias en perfil, tanto por su granulometría como por su permeabilidad, las que para mejor comprensión hidrogeológica, ingeniería geológica y minero resumimos su litología en la Tabla II.

Tabla II. Características litológicas de yacimientos cobalto-niquelíferos en ofiolitas.

Horizontes acuíferos	Litología
Lateritas ( "acuitardo" )	Arena gravo-limosa con fracciones gruesas constituidas por perdigones de óxido de hierro, con baja plasticidad ( Capa 1 – OIP* )
	Limo arcilloso de alta plasticidad ( Capa 2 .OII*,OEF*, OEI* )
Serpentinitas ( acuífero )	Roca muy lixiviada, presente en forma de arena limo-gravosa con arcilla y fracciones de peridotita ( Capa 3)
	Roca peridotita piroxenica serpentinizada (Capa 4).

OIP – Ocre inestructural con perdigones (concreciones de óxido de hierro).

OII – Ocre inestructural inicial.

OEF – Ocre estructural final.

OEI – Ocre estructural inicial.

### Afloramiento (aparición) y profundidad del nivel del agua.

En la mayoría de las calas perforadas (70 %) el agua subterránea se detectó (afloró) en las peridotitas lixiviadas y serpentinizadas agrietadas y su profundidad de afloramiento oscila en el yacimiento entre 0 y 27,4 m., en dependencia del relieve del terreno, de la profundidad de yacencia de las peridotitas y espesor de las lateritas. En la gran mayoría de las calas perforadas se observó un ascenso lento del agua, hasta estabilizarse el nivel a distintas alturas de su cota de aparición.

El lento ascenso del agua en las calas demuestra la existencia de artesanismo en las rocas acuíferas representadas por las peridotitas, baja permeabilidad, conductividad de nivel y trasmisividad de estas rocas. Los niveles en las calas se estabilizaron a profundidades que oscilan entre 4,1 y 29,2 m., en correspondencia con las presiones puntuales y locales del acuífero, relieve del terreno y ubicación en perfil del techo de las peridotitas.

### Dirección del flujo subterráneo y gradiente del nivel de las aguas.

Hasta las profundidades estudiadas el flujo de las aguas subterráneas y su dirección están influenciadas por el relieve del terreno, cauces de ríos y otras depresiones del terreno, así como por el relieve del techo de las peridotitas. Existe una dirección del flujo predominantemente en dirección Norte, hacia el río Moa, con desviaciones locales en los extremos del yacimiento en dirección al río Yagrumaje, río Los Lirios, depresiones del terreno con afluencia de agua (manantiales) y en la parte central del yacimiento existe un flujo radial en dirección a la zona en que el yacimiento se encuentra explotado hasta las rocas peridotitas.

El gradiente del nivel piezométrico de las aguas subterráneas oscila entre 0,0004 y 0,0232. Los valores mas bajos caracterizan el área del yacimiento con menores pendientes del terreno, los valores más altos caracterizan las áreas de mayores pendientes.

### **Espesor acuífero.**

En las perforaciones ejecutadas los espesores saturados y acuíferos fueron totalmente perforados a excepción del acuífero de las peridotitas agrietadas, en las que en correspondencia con el Programa de Investigación, solo se perforó 5 m. bajo el techo de las peridotitas con la aparición del agua en cotas superiores y hasta unos 3 m. bajo la cota de aparición del agua en las peridotitas.

En el territorio los espesores de las peridotitas alteradas es de unos 30 m como valor medio. En las lateritas la zona saturada no representa como tal un acuífero, ya que debido a la litología existente, prácticamente no existe circulación lateral del agua, por lo que esta zona la podemos considerar como un "acuitardo". Los espesores saturados perforados en las lateritas oscilan desde 0 m. hasta 27,6 m. y los mismos dependen del relieve del terreno y base de erosión del mismo. Los mayores espesores de las lateritas se encuentran en las áreas más altas del yacimiento.

### **Permeabilidad.**

La permeabilidad representada por el coeficiente de filtración es variable tanto en las lateritas como en las peridotitas. En las lateritas el coeficiente de filtración oscila entre 0,006 y 0,21 m. / día. Y por capas sus valores medios son como sigue: Capa 1- 0,106 m. /día., Capa 2 – 0,043 m. / día.

En las peridotitas la permeabilidad oscila en valores entre 0,004 y 0,43, aunque en zonas de fallas se encuentran valores superiores a 3 m / día. Por capas en las peridotitas la permeabilidad representada por el coeficiente de filtración alcanza los siguientes valores medios: Capa 3 –0,044 m. / día., Capa 4, sin considerar las zonas de fallas- 0,14 m. / día.

Como puede observarse, la permeabilidad en la Capa 4 (peridotitas agrietadas) es más de tres veces mayor que la permeabilidad de las lixiviadas lixiviadas (Capa 3) y que el de las lateritas (Capa 2) y 1,3 veces mayor que la permeabilidad del estrato de cubierta de las lateritas (Capa 1).

### **Acuosidad.**

La acuosidad determinada es referida a las lateritas por su importancia en el proceso minero-industrial, sus valores son bajos y expresados en l. seg. / m. de abatimiento con valores menores de 0,1 l. seg. / m.

En la mayoría del área de distribución de las lateritas la acuosidad es predominantemente de origen capilar, por saturación debido a procesos de ascensos capilares desde mayores profundidades y teniendo como fuente las peridotitas acuíferas, las que subyacen a las lateritas.

En períodos de lluvia se desarrolla la sobresaturación de espesores de lateritas en la parte superior del corte motivado por la infiltración de las aguas de lluvia hasta profundidades en que la infiltración desde la superficie se equilibra con la saturación presente por los ascensos capilares y subpresión desde las peridotitas agrietadas.

### **Ascensos capilares.**

Las propiedades de ascenso capilar de las lateritas fueron determinadas según metodología basada en la granulometría de los sedimentos analizados y su porosidad (ver Tabla III).

Como resultado de los cálculos efectuados tenemos que los ascensos capilares en las lateritas oscilan entre 0 y más de 26 m (Ver mapa Fig. 1). Los menores valores coinciden con espesores

lateríticos de la Capa 1 que presenta la granulometría más gruesa, con ascensos que oscilan entre 0 y 3,4 m.

En la Capa 2 la granulometría es más fina, correspondiendo con ella los ascensos capilares oscilan entre 20 y 32,8 m. Con valores medios de 26,0 m.

En la mayor parte del territorio del yacimiento Punta Gorda las lateritas yacen directamente sobre las peridotitas lixiviadas y acuíferas, siendo la zona de contacto entre estas diferencias litológicas la mayor vía de circulación de las aguas subterráneas en las lateritas (Capa 2 y 3) por lo que las posibilidades determinadas de ascensos capilares en las lateritas por su granulometría se hacen efectivas al estar estos sedimentos en contacto directo con el agua en su basamento.

Los ascensos capilares propiamente son efectivos a partir del nivel de estabilización de las aguas (por saturación) en estos sedimentos debido a las subpresiones desde su basamento en las peridotitas agrietadas, donde existen aguas confinadas con presiones moderadas.

Por la granulometría presente en las lateritas estudiadas, en las que el diámetro efectivo ( $D_e$ ) oscila entre 0,0018 y 0,0022 mm., correspondiente al diámetro del 10% del peso de las muestras analizadas y asumiendo la media de 0,0020 mm para los cálculos y la porosidad media de 60% ( $n=0,6$ ), los ascensos capilares medios en el territorio del yacimiento que pueden producirse calculados por tres métodos distintos presentan un valor de  $H_c = 17,14$  m. (valores medios obtenidos por aplicación de tres formulas de cálculos).

Tabla III. Cálculo de ascensos capilares medios.

Datos		Fórmula de Cálculo $H_c$ (m)	Autor	Ascenso Capilar Medio $H_c$ (m)
Porosidad Media. $n$	Diámetro Efectivo $D_e$ (mm)			
0.6	0.002	$H_c = 0.0446 \frac{1-n}{n} \cdot \frac{1}{D_e}$	Kozeny	14.87
		$H_c = \frac{0.0559}{D_e} \sqrt[3]{\left(\frac{1-n}{n}\right)^2}$	Mavis - Tsui	21.32
		$H_c = \frac{0.0306}{D_e}$	Laplaza - Sergueiev	15.3

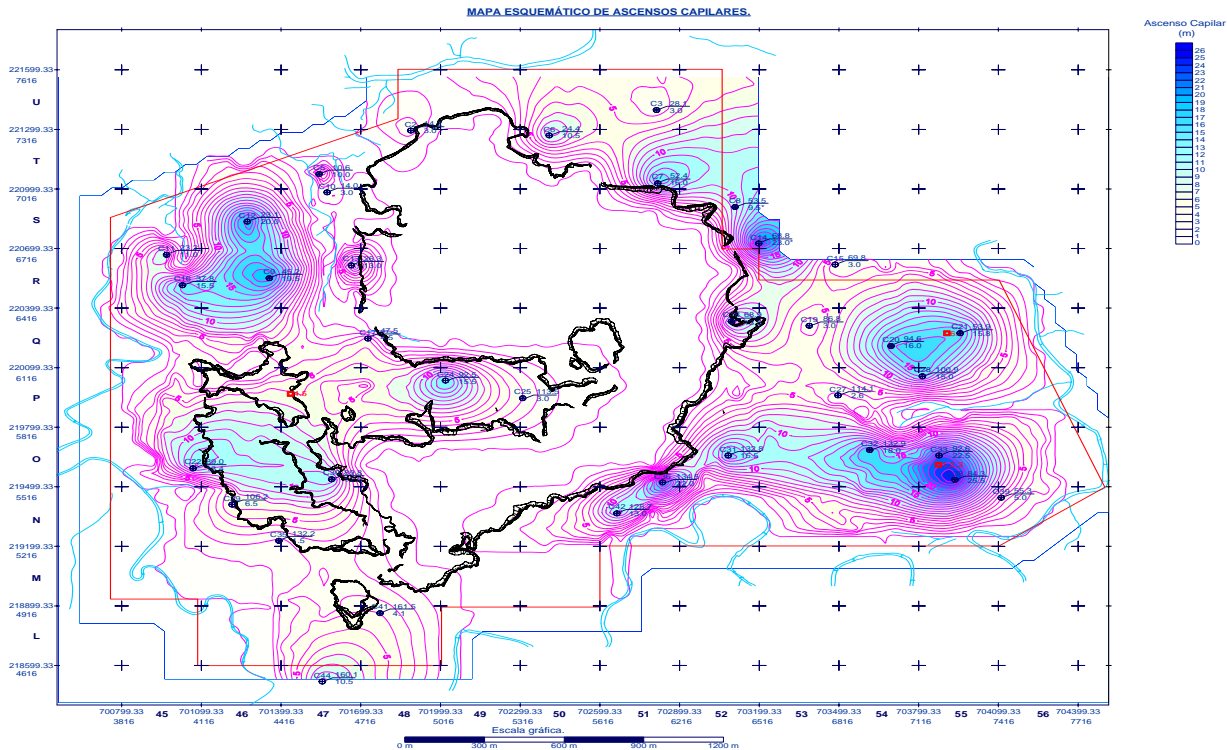


Figura 1. Mapa de ascensos capilares de las lateritas en el yacimiento Punta Gorda.  
Isolíneas de ascensos capilares cada 1 m. desde 0 hasta más de 26 m.

### Humedad de las lateritas.

La humedad en las lateritas oscila en la Capa 1 varía entre 17,1 y 47,3 %, en la Capa 2 oscila entre valores de 31,4 y 94,9 %. Esta diferencia de valores entre estas capas es debido a que en la Capa 1 la granulometría es más gruesa y sobre ella actúa directamente el proceso de evaporación al ser la primera Capa a partir de la superficie del terreno.

En la Capa 2 los mayores valores de humedad se registran a mayores profundidades y contactando la Capa 3 y con las peridotitas acuíferas. La humedad de estas capas está influenciada directamente por las presiones existentes en las aguas contenidas y que circulan por las peridotitas, hasta niveles de equilibrio de esas presiones. Sobre la cota de acción de las subpresiones, la humedad de las lateritas está influenciada directamente por los procesos de ascensos capilares a través de las lateritas desde la zona de humedad por presiones subyacentes o directamente desde las aguas contenidas en las peridotitas.

Otro aspecto que influye en la humedad de las lateritas lo representa la rugosidad del techo de las peridotitas agrietadas acuíferas, ya que en aquellos puntos donde presenta descensos con relleno de lateritas, estas se presentan con alta saturación, pudiendo en algunos casos encontrarse el agua a pequeñas profundidades (nivel piezométrico).

Durante los períodos de lluvia en la parte superior de las lateritas se produce una saturación debido a la infiltración de las aguas de lluvia desde la superficie del terreno, esta saturación en profundidad se desarrolla hasta profundidades donde se equilibra con las humedades presentes debido a los ascensos capilares y subpresión desde las peridotitas agrietadas.



## **Régimen de las aguas subterráneas.**

El régimen de las aguas subterráneas se logró establecer mediante la conjugación de un paquete de mapas elaborados con los datos obtenidos de las investigaciones de campo y monitoreo del comportamiento de los niveles de las aguas en las calas perforadas (Sánchez S. Y. 2006). Las aguas subterráneas del yacimiento Punta Gorda, las podemos diferenciar en los dos horizontes acuíferos que forman el complejo acuífero en las ofiolitas. El primer horizonte acuífero ("acuitardo") está desarrollado en las lateritas y formado por las dos capas que caracterizan los sedimentos en ellos presentes (Capa 1 y Capa 2, ver en Tabla II).

En la Capa 1 con espesor variado de 0 a 5 m. la presencia de agua de circulación libre se limita a los períodos de lluvia, cuando parte del agua que se precipita se infiltra y circula hacia las zonas de drenaje de la capa, ocurriendo a la vez la evaporación de esta agua en partes o totalmente en zonas donde esta capa forma "bolsones" dentro de los sedimentos arcillosos de las lateritas.

Durante períodos de lluvia desde esta capa ocurre la infiltración de las aguas a la Capa 2 estabilizándose la infiltración hasta profundidades en que las aguas saturan espesores no totalmente saturados por aguas que ascienden por los procesos de ascensos capilares y subpresiones de las aguas desde las peridotitas agrietadas, de tal forma su régimen de funcionamiento es esporádico y su alimentación proviene principalmente de las aguas de lluvia que se infiltran en una proporción mínima, teniendo como segunda fuente de alimentación las aguas que desde las lateritas de la Capa 2 llegan a ella por ascensos capilares y luego se evaporan.

En el primer horizonte acuífero y bajo la Capa 1 yace la Capa 2 con espesor saturado que oscila entre 0 y más de 25 m. En esta Capa como acuífero está presente un "acuitardo", debido a que la circulación lateral de las aguas en el mismo es muy débil o no existe, motivado por la fina granulometría de los sedimentos presentes que no permite la libre circulación de las aguas. Sin embargo las propiedades acuíferas las determina el alto grado de saturación de las lateritas por procesos de ascensos capilares que se desarrollan en ella y que provocan una muy lenta circulación de las aguas, en este caso en sentido vertical ascendente, hasta la superficie del terreno o hasta la Capa 1 que forma la cubierta del yacimiento, donde el agua se evapora. De tal forma el régimen de flujo en esta capa es permanente y predominantemente ascendente, teniendo como zona de drenaje la Capa 1 y la superficie del terreno desde donde se evaporan las aguas. Durante los períodos de lluvia existe un régimen vertical descendente de infiltración y este en tiempo depende también de la duración de este período y del tiempo que demore la saturación de la parte superior de las lateritas, hasta profundidades en que las mismas aunque presentan humedad no están totalmente saturadas por las aguas de ascensos capilares aquí presentes.

La Capa 3 formada por peridotita lixiviada presenta un espesor que puede alcanzar en partes los 10 m. Se encuentra totalmente saturada debido principalmente a las aguas provenientes de las peridotitas agrietadas que las subyacen y por las presiones que existen en las mismas. En esta Capa igual que en la Capa 2 el movimiento lateral del agua es despreciable y el movimiento que existe es vertical por las subpresiones y propiedades de ascenso capilar de la litología aquí presente.

La Capa 4 esta formada por peridotita piroxenica serpentizada y agrietada con espesor máximo de unos 30 m., esta Capa es la de mayor acuosidad en el complejo acuífero de las ofiolitas por tener una mayor permeabilidad y libre circulación del agua. Por estas condiciones y su yacencia bajo

sedimentos de permeabilidad muy inferior presenta régimen de acuífero semiconfinado con presiones notables, aunque no sobrepasan los 10m. (1 atmósfera.- Ver Mapa Fig. 2).

La alimentación de la Capa 4 se debe a la infiltración de las aguas de lluvia en aquellas zonas donde aflora a la superficie del terreno y por infiltración de las aguas de fuentes fluviales representadas por cauces de los ríos Yagrumaje, Los Lirios y otros. El drenaje de esta Capa se produce predominantemente por su escurrimiento hacia zonas bajas, hacia los ríos Moa y Yagrumaje donde estos escurren en cotas mas bajas. En segundo orden y en pequeñas proporciones esta Capa presenta un drenaje vertical ascendente desde su techo, causado por los procesos de ascensos capilares de las lateritas que “absorben” las aguas desde las peridotitas y con su posterior evaporación desde la superficie del terreno.

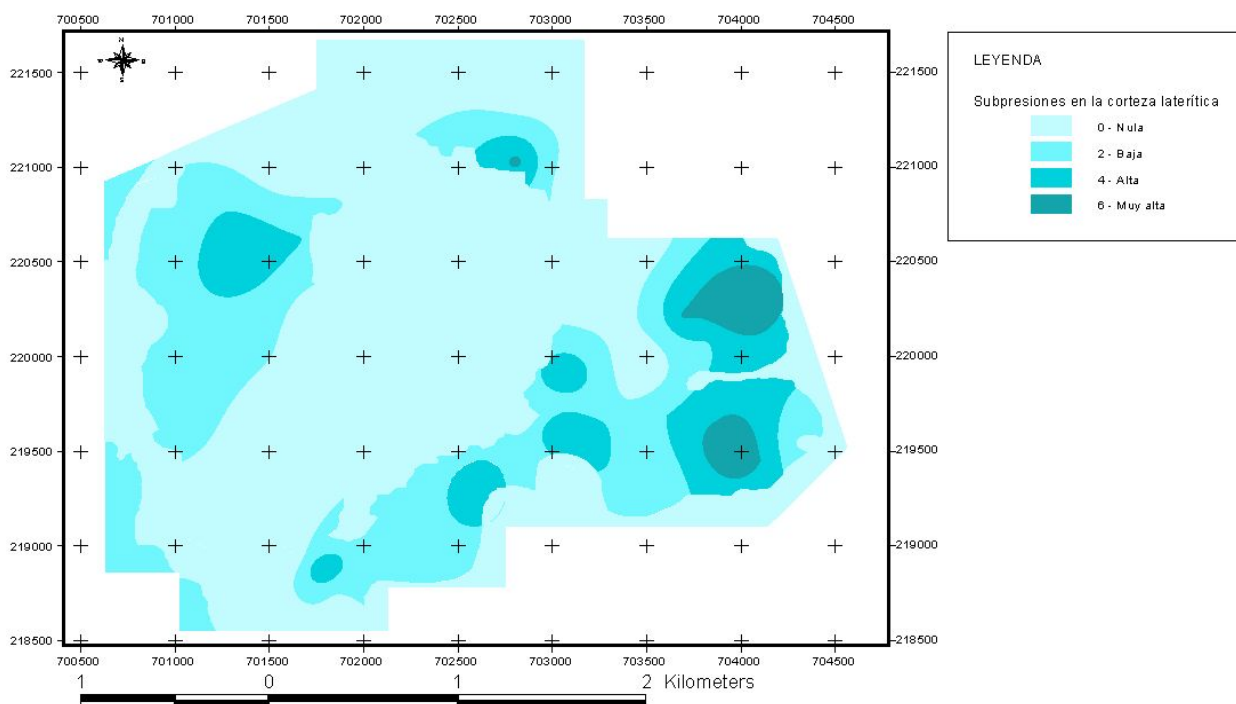
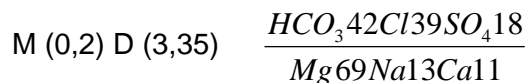


Figura 2. Mapa de presiones en las peridotitas agrietadas. Tonalidad de colores cada 2 m. de 0 a más de 6 m.

### Composición química de las aguas subterráneas.

Las aguas subterráneas en el yacimiento Punta Gorda presentan una composición química relacionada con las fuentes de alimentación de las mismas (infiltración de las aguas de lluvias y de las aguas de ríos) y tipo de rocas por donde circulan (peridotitas serpentinizadas). Los elementos químicos contenidos que se relacionan con las rocas acuíferas y por donde circula el agua, dependen directamente de la mineralogía de las rocas, en este caso las rocas acuíferas las representan las peridotitas que presentan alto contenido de Magnesio y otros micro componentes ( elementos pesados ), en este caso también relacionado con el enriquecimiento de las rocas con minerales que han dado lugar a la formación de los yacimientos cobalto-niquelíferos y otros presentes en el territorio de Moa. Caracterizadas por estudio hidroquímico en el 2004 (Palacios G.; Monte de Oca L.).

Por su composición química en porcentos equivalentes de los macro componentes las aguas según Kurlóv las podemos exponer en su formula como sigue:



Por el predominio de macro componentes las aguas son Bicarbonatadas Magnésica.

Por su mineralización predominante ( $M \cong 0,2$  gr. / l. ), según Clasificación de Aliokin las aguas son muy dulces.

Por su dureza total (D en  $Ca + Mg = 3,35$  mg.eq. / l.), las aguas por Clasificación de Aliokin son algo duras.

Tabla IV. Composición química media de las aguas subterráneas en las peridotitas.

Elementos	Contenido		
	mg. / l.	mg. eq. / l.	% eq.
Macro componentes			
Cl	41,7	1,176	39,25
HCO <sub>3</sub>	76,66	1,257	41,95
SO <sub>4</sub>	26,25	0,546	18,22
NO <sub>3</sub> +NO <sub>2</sub>	0,9	0,017	0,6
Suma	145,52	2,996	100
Ca	8,0	0,399	10,87
Mg	33,0	2,71	69,33
Na	6,9	0,5	12,79
K	2,3	0,06	1,5
Suma	55,0	3,9	100
Suma total	200, 52	6,896	
Micro componentes en mg. /l.			
Al	1,04	-	-
Fe	0,768	-	-
Mn	0,22	-	-
Zn	0,03	-	-
Ni	0,24	-	-
Co	0,033	-	-
Cr	0,06	-	-
Cd	$< 5 \times 10^{-3}$	-	-
Cu	$< 0,01$	-	-
Pb	$< 0,02$	-	-
Ba	$< 5,8 \times 10^{-3}$	-	-

## DISCUSIÓN:



## Correlación de las características hidrogeológicas descritas con el quimismo de las aguas subterráneas en el Yacimiento Punta Gorda.

Si supuestamente consideramos que las condiciones actuales de las lateritas en el Yacimiento Punta Gorda existen desde hace un millón de años ( $1 \times 10^6$  años), con la existencia de las altas propiedades de ascenso capilar en las lateritas que permiten el ascenso del agua hasta la superficie del terreno, con la correspondiente evaporación de la misma, y considerando además el contenido del Níquel en las aguas subterráneas, que varía entre 0,01 y 0,6 mg. / l., el Cobalto entre 0,001 y 0,08, el Hierro entre 0,004 y 2,56 con un contenido medio en el territorio: Níquel, Ni = 0,24 mg. / l. ( 0,24 gr. / m<sup>3</sup> ). Cobalto, Co = 0,033 mg. / l (0,033 gr. / m<sup>3</sup>.) y Hierro, Fe = 0,768 mg. / l. (0,8 gr. / m<sup>3</sup>.), podemos ejecutar un cálculo (pronóstico) aproximado del volumen de estos elementos depositados en las lateritas o que han transitado a través de ellas en el perfil o columna laterítica productiva con determinada deposición en las mismas durante el millón de años considerado.

Para este pronóstico estimamos el caudal del agua de ascenso por capilaridad, considerando una sección horizontal de 1 m<sup>2</sup>. y una columna laterítica media de 12 m. y de la capa superior con perdigones un espesor medio de 5 m. utilizamos la expresión siguiente:

$$Q = K H B I p^{-1} \quad (\text{formula de Darcy transformada})$$

Q- Caudal o volumen de agua que ha circulado verticalmente a través de las lateritas por una columna de 12 m (espesor medio de las lateritas productivas en Ni y Co en el Yacimiento) y 5 m. en la capa con perdigones de hierro (Fe), m<sup>3</sup> / día.m<sup>2</sup>.

K – Coeficiente de filtración medio de las lateritas = 0,043 m / día.

H – Espesor (en sección vertical) de la columna de lateritas por donde asciende el agua = 1 m.

B - Ancho de la sección de filtración del agua (ascenso capilar vertical) = 1 m.

I - Gradiente (pendiente) del flujo del agua, vertical ascendente = 1

p – Coeficiente que caracteriza la presión atmosférica, equivalente a 10 m en columna de agua que hace resistencia al ascenso del agua por capilaridad, ( $p = 10^{-1}$ ).

$$\text{De donde: } Q = 0,043 \times 1 \times 1 \times 1 \times 10^{-1} = 0,0043 \text{ m}^3 / \text{día. m}^2 = 4.3 \text{ l/día.m}^2.$$

Considerando que el agua que llega a la superficie se evapora, el caudal resultante es equiparable a una lámina de evaporación media en la superficie del terreno de 4,3 mm. / día = 1 569,5 mm. / año, que corresponde con las características de la evaporación en el territorio.

El volumen de Ni, Co, y Fe contenido en el agua, que puede haber transitado a través de una columna de lateritas con sección de 1 m<sup>2</sup> lo estimamos considerando para los cálculos el período de tiempo de  $1 \times 10^6$  años, caracterizado por dos cálculos: 1. En toda la columna y 2. En un metro de la columna laterítica (por metro cúbico), por la formula:

$$V = b \times Q \times 365 \times 1 \times 10^6 \times \frac{1}{1000}$$

V- Volumen depositado del elemento analizado Kg / m<sup>2</sup>. en la columna de laterita.

b- Contenido del elemento en gr. / m<sup>3</sup> de agua.

Q- Caudal que transita en ascenso vertical por sección de 1 m<sup>2</sup> de las lateritas = 0,0043 m<sup>3</sup> / día. m<sup>2</sup>.

$1 \times 10^6$  – Tiempo en años considerado para los cálculos (un millón de años).

365- Días que tiene el año.

$\frac{1}{1000}$  – Conversión de gr. / m<sup>3</sup> a Kg. / m<sup>3</sup>.

$$1- V \text{ Ni} = \frac{0.24 \times 0.0043 \times 365 \times 1 \times 10^6}{1\,000} = 376,68 \text{ Kg. / m}^2$$

$$2- V \text{ Ni} = \frac{376,68}{12} = 31,39 \text{ Kg / m}^3$$

$$1- V \text{ Co} = \frac{0,033 \times 0.0043 \times 365 \times 1 \times 10^6}{1\,000} = 51,7935 \text{ Kg. / m}^2$$

$$2. V \text{ Co} = \frac{51,7935}{12} = 4,3161 \text{ Kg / m}^3$$

$$1- V \text{ Fe} = \frac{0,768 \times 0.0043 \times 365 \times 10 \times 10^6}{1\,000} = 1\,205,376 \text{ Kg. / m}^2$$

$$2. V \text{ Fe} = \frac{1\,205,376}{12} = 100,448 \text{ Kg / m}^3$$

Para los cálculos aproximados del porcentaje que representa el volumen de los elementos minerales que han transitado por las lateritas, asumiendo la deposición de los mismos en un m<sup>3</sup> de estas, se considera un peso volumétrico de las lateritas de 1 800 Kg. / m<sup>3</sup>.

Los porcentajes de volúmenes determinados de mineral representan en 1 m<sup>3</sup> de la masa laterítica los siguientes valores:

$$\text{Ni} = 1,74 \%$$

$$\text{Co} = 0,24 \%$$

$$\text{Fe} = 5,58 \%$$

Los contenidos de los distintos elementos que han transitado por 1 m<sup>3</sup> de la masa laterítica resultantes, son aproximados al contenido de estos elementos actualmente en las lateritas del yacimiento estudiado, pero debemos considerar que se ha asumido un tiempo de transito del agua a través de las lateritas de 1 x 10<sup>6</sup> años y en realidad la edad del yacimiento es muy superior, por lo que el volumen de estos elementos que ha transitado por las lateritas en flujo ascendente es muy superior al pronosticado, con lo que se reafirma la influencia de los procesos analizados en la deposición y acumulación de elementos minerales en las lateritas hasta las concentraciones actuales en ellas.

## CONCLUSIONES:

1. Desde el punto de vista Hidrogeológico las condiciones existentes en el yacimiento Punta Gorda son poco complejas. Existe un complejo acuífero formado por dos horizontes, el primero en las lateritas (Capa 1y Capa 2), que se caracterizan por poseer propiedades de "acuitardo", el segundo horizonte acuífero está formado por las capas 3 y 4 en las peridotitas.
2. El principal acuífero en el yacimiento lo representa la Capa 4, peridotitas agrietadas, con un régimen de acuífero semiconfinado, con presiones que alcanzan hasta los 8,4 m. (en algunos puntos puede ser mayor) en columna de agua. La profundidad de afloramiento del agua

subterránea varía en función del relieve del terreno y profundidad del techo del acuífero en las peridotitas agrietadas y oscila entre 1 y 27,4 m. La dirección del flujo subterráneo general es en dirección al Norte, con desviaciones locales hacia ríos y pozos de explotación mineral existentes. El gradiente de las aguas subterráneas varía en dependencia del relieve del terreno su valor medio en el territorio es de 0,018. La permeabilidad de las lateritas expresada por el coeficiente de filtración presenta un valor medio de 0,043 m. / día.

3. Las lateritas presentan un alto grado de humedad, debido a las altas propiedades de ascenso capilar de estos sedimentos que en el territorio alcanzan magnitudes hasta de 32 m. con valores medios de unos 26 m. en las Capa 2 y 3 y de hasta unos 3 m. en la Capa 1 de peridigones y granulometría más gruesa. Por las presiones del agua en las peridotitas agrietadas y los procesos de ascensos capilares en las lateritas las aguas llegan hasta la superficie del terreno o hasta la Capa 1, donde se evaporan. El caudal de evaporación de las aguas es de unos 0,0043 m<sup>3</sup>. / día. m<sup>2</sup>., equivalente a una lámina de evaporación de 1569,5 mm. / año. Esta lámina de evaporación resultante se corresponde con la evaporación del territorio.
4. Las aguas subterráneas en el yacimiento por su composición química son Bicarbonatadas Magnésicas con mineralización predominante de 0,2 gr. / l., que las determina como aguas muy dulces, con una dureza media total (Ca + Mg) de 3,35 mg. eq. / l., que las hace aguas algo duras. En el contenido químico de las aguas subterráneas están presentes varios elementos pesados entre los que se encuentran el Níquel, Cobalto y Hierro con contenidos medios en el territorio de: Ni = 0,24 mg. / l., Co = 0,033 mg. / l., Fe = 0,8 mg. / l.
5. Por el análisis de datos y resultados obtenidos, se establece una teoría novedosa a nivel nacional e internacional: En la formación de los yacimientos ferro-cobalto-niquelíferos de las Ofiolitas y su posterior enriquecimiento mineral, las condiciones hidrogeológicas y procesos que se desarrollan en las lateritas tienden a ser uno de los principales factores. De forma predominante entre ellos: la composición química de las aguas subterráneas en las peridotitas agrietadas, presión de las aguas en estas rocas bajo las lateritas y las altas propiedades de ascenso capilar de las lateritas, que provocan un flujo vertical ascendente de agua en caudales que aunque pequeños permite a largo plazo el paso de gran volumen de Níquel, Cobalto y Hierro a través de las lateritas y su deposición en ellas, acumulando sino el total, si gran parte de los contenidos minerales actuales del yacimiento estudiado y en otros de características similares.
6. El trabajo como tal representa un alto efecto económico, ya que establece las bases para la ejecución de Proyectos de Explotación Minera en los yacimientos lateríticos que incluyan sistemas de drenaje de estos, también aporta datos ( mapas ) que permiten seleccionar las áreas para Plataformas de secado de la materia prima antes de su ingreso a la industria, con lo que se podrá obtener una considerable reducción de la humedad en la materia prima mineral y con ello reducir considerablemente el consumo de combustible (Petróleo) durante el proceso de secado del mineral en hornos de la Industria, pudiendo alcanzar varios cientos de miles de USD anualmente.

## BIBLIOGRAFÍA.

- Blanco, J. L., G. Llorente, 2004. Informe técnico sobre investigaciones ingeniero - geológicas e hidrogeológicas de la Base Minera Punta Gorda. Holguín: INRH, 54 p.
- De Miguel, C., 2004. Informe conclusivo de las investigaciones hidrogeológicas e ingeniero geológicas del yacimiento Punta Gorda. Moa: ISMM, 38 p.
- De Miguel, C., 2002. Proyecto: Hidrogeología Yacimiento Punta Gorda (Programa general de trabajos hidrogeológicos en yacimiento Punta Gorda). Moa: ISMM, 12 p.





- González, A., 1986. Mapa de evaporación de las provincias orientales. La Habana: INRH.
- Palacios G., L. Monte de Oca, O. Fernández, E. Castaño, 2004. Caracterización de las aguas subterráneas en el área industrial de la Empresa Ernesto Che Guevara. Moa: ECECG, 14 p.
- Sánchez, Y., 2006, Caracterización hidrogeológica e ingeniero - geológica del yacimiento Punta Gorda (Trabajo de Diploma). Moa: ISMM, 113 p.

## CARACTERIZACIÓN MINERALÓGICA DE LAS FASES PORTADORAS DE Ni Y Co DE UN PERFIL AL ESTE DEL DEPOSITO LATERÍTICO YAGRUMAJE NORTE

**Niurka Pérez Melo** <sup>(1)</sup> **Joaquín Proenza Fernández** <sup>(2)</sup> **Waldo Lavaut Copa** <sup>(3)</sup>

(1) Centro de Investigaciones del Níquel, Carretera Moa – Baracoa, Km 51/2, Moa, Holguín, Cuba, E-mail: nperez@cil.moa.minbas.cu.

(2) Universidad de Barcelona, Barcelona, España, E-mail: japrozena@ub.edu

(3) Empresa Geominera Oriente, Carretera de Siboney, Km 2 ½, Alturas de San Juan, San Juan, Santiago de Cuba. E-mail: wlavaut@geominera.co.cu

### RESUMEN

El depósito laterítico Yagrumaje Norte, se localiza en la región de Moa, Cuba. El mismo constituye un cuerpo litológico direccional heterogéneo, con dirección predominante Norte-Sur y Este-Oeste siendo el perfil litológico del tipo laterítico-saprolítico completo y en menor medida incompleto los que más abundan dentro del depósito. Para este estudio se realizó un muestreo en un perfil del yacimiento mediante perforación en espiral para realizar un la caracterización mineralógica del mismo, empleando diferentes técnicas instrumentales. Las determinaciones mineralógicas fueron realizadas mediante microscopía de luz reflejada y difracción de rayos X (DRX) y la microsonda electrónica, como técnica analítica fundamental en la investigación, para la determinación de la composición química cuantitativa de los minerales presentes en los diferentes horizontes del perfil.

Los datos de química mineral, indican que los principales minerales que contiene Ni y Co en la zona limonítica del perfil estudiado son la goethita (hasta 4.29 % en peso de NiO y hasta 1.70 % en peso de  $\text{Co}_2\text{O}_3$ ), una espinela niquelífera la cual probablemente se corresponde con la maghemita ( $1.82 \leq \text{NiO} \leq 8.1$  % en peso;  $0.16 \leq \text{Co}_2\text{O}_3 \leq 1.1$  % en peso) y la litioforita ( $4.5 \leq \text{Co}_2\text{O}_3 \leq 7.5$  % en peso,  $4.4 \leq \text{NiO} \leq 11.8$  % en peso). La principal fase de Mn que contiene Ni y Co en las muestras estudiadas es la litioforita.

### ABSTRACT

The laterite deposit Yagrumaje Norte, is located in the region of Moa, Cuba. The same one constitutes a body heterogeneous lithological directional, with address predominant North-south and This-west being the lateritic profile of the type complete lateritic -saprolite and in incomplete smaller measure those that more is plentiful inside the deposit. For this study this was carried out a sampling in a profile of the location by means of perforation in hairspring to carry out the mineralogical characterization of the same one, using different technical instrumental. The mineralogical determinations were carried out by means of microscopy of reflected light and diffraction of rays X (DRX) and the electronic microprobe, as fundamental analytic technique in the investigation, for the determination of the quantitative chemical composition of the present minerals in the different horizons of the profile.

The data of mineral chemistry, indicate that the main minerals that it contains Neither and Co in the limonitic zone of the studied profile is the goethita (up to 4.29% in weight of NiO and up to 1.70% in weight of  $\text{Co}_2\text{O}_3$ ), one pricks with thorns her niquelífera which probably belongs together with the maghemita ( $1.82 \leq \text{NiO} \leq 8.1\%$  in weight;  $0.16 \leq \text{Co}_2\text{O}_3 \leq 1.1\%$  in weight) and the litioforita ( $4.5 \leq \text{Co}_2\text{O}_3 \leq 7.5\%$  in weight,  $4.4 \leq \text{NiO} \leq 11.8\%$  in weight). The main phase of Mn that contains Neither and Co in the studied samples is the litioforita.

### INTRODUCCIÓN

Las ultramafitas serpentinizadas que afloran en el nordeste de Cuba oriental forman parte del cinturón ofiolítico Mayarí-Baracoa (Iturralde- Vinent, 1996; Proenza et al., 1999a, b; Marchesi et al., 2006). En el complejo existe un predominio de los niveles ultramáficos, principalmente harzburgita y en menor medida dunitas. Estas litologías están en menor o mayor grado serpentinizadas, dando lugar a un extenso campo mineral formado por depósitos de lateritas residuales de Ni y Co. El Yacimiento Yagrumaje Norte objeto de estudio de esta investigación, se encuentra actualmente en explotación y abarca un área de 2.2 km<sup>2</sup> y constituye un cuerpo litológico direccional heterogéneo, con dirección predominante Norte-Sur y Este-Oeste. El basamento está constituido fundamentalmente por harzburgitas sobre todo en la parte S-SE, con una menor distribución de harzburgitas ricas en Opx, también se encuentran rocas gabroicas, poco productivas o estériles respecto al Ni, localizadas hacia el NW del yacimiento. El perfil litológico predominante es del tipo laterítico-saprolítico completo y en menor medida incompleto, con poca difusión de los perfiles lateríticos y saprolíticos propiamente dichos (Gari et al., 2002, 2003).

Estudios disponibles, indican que en la zona limonítica, el Ni está principalmente asociado con goethita, y en menor medida con óxidos e hidróxidos de Mn (Gleeson et al., 2003), mientras que el Co está asociado con óxidos de Mn ("asbolanas", Elias et al., 1981; Oliveira et al., 2001). Además de asbolanas (ricas en Ni y ricas en Co), otros minerales que contienen Co son heterogenita [(Co, Ni), OOH] y litioforita (véase Llorca y Monchoux, 1991; Rojas et al., 2005). Por otra parte, los principales minerales que contienen Ni en la zona de saprolita son silicatos de Mg (Gaudin et al. 2004) siendo los principales minerales portadores de Ni lizardita-nepouita [(Mg,Ni)<sub>3</sub>Si<sub>2</sub>O<sub>5</sub>(OH)<sub>4</sub>], y en menor medida clinocloro-nimita [(Mg,Ni,Al)<sub>6</sub>(Si,Al)<sub>4</sub>O<sub>10</sub>(OH)<sub>8</sub>]. Independientemente de todos los trabajos anteriormente citados, en la actualidad existen aún grandes lagunas en el conocimiento de las diferentes fases portadoras de Ni y Co, sobre todo en nuestros yacimientos, donde a pesar que se ha avanzado en cuanto al conocimiento de los minerales portadores de Ni y Co (Sóbol, 1968; Rojas 1994, 2005; Miranda, 2001, Cordeiro, 1986)

Todavía no se ha alcanzado un nivel de conocimiento sobre las asociaciones minerales portadoras de los metales de interés metalúrgico, Ni y Co, que permita obtener mejores resultados en el proceso industrial. El presente trabajo nos proponemos como objetivo realizar una caracterización mineralógica de las principales fases portadoras de níquel y cobalto presentes en las diferentes zonas de un perfil representativo del depósito de lateritas Yagrumaje Norte.

## MATERIALES Y MÉTODOS

### Materiales

El pozo de perforación desarrollado para realizar el estudio mineralógico objeto de este trabajo se hizo mediante la perforación en espiral y forma parte del desarrollo de la red de explotación 16.66 x 16.66 m del yacimiento Yagrumaje Norte. El pozo de perforación muestreado tiene una profundidad de 24.8 m y las muestras se tomaron cada 0.5 m en la espiral de perforación. Se seleccionaron un total de 48 muestras. En el pozo fueron descritas cinco litologías según la clasificación litológica definida por Lavaut (1998) y ampliamente utilizada por los geólogos y mineros de los yacimientos lateríticos cubanos.

### Métodos analíticos

Se realizaron estudios petrográficos a las diferentes asociaciones minerales, así como las relaciones texturales entre los minerales mediante probetas pulidas y microscopía de luz reflejada.

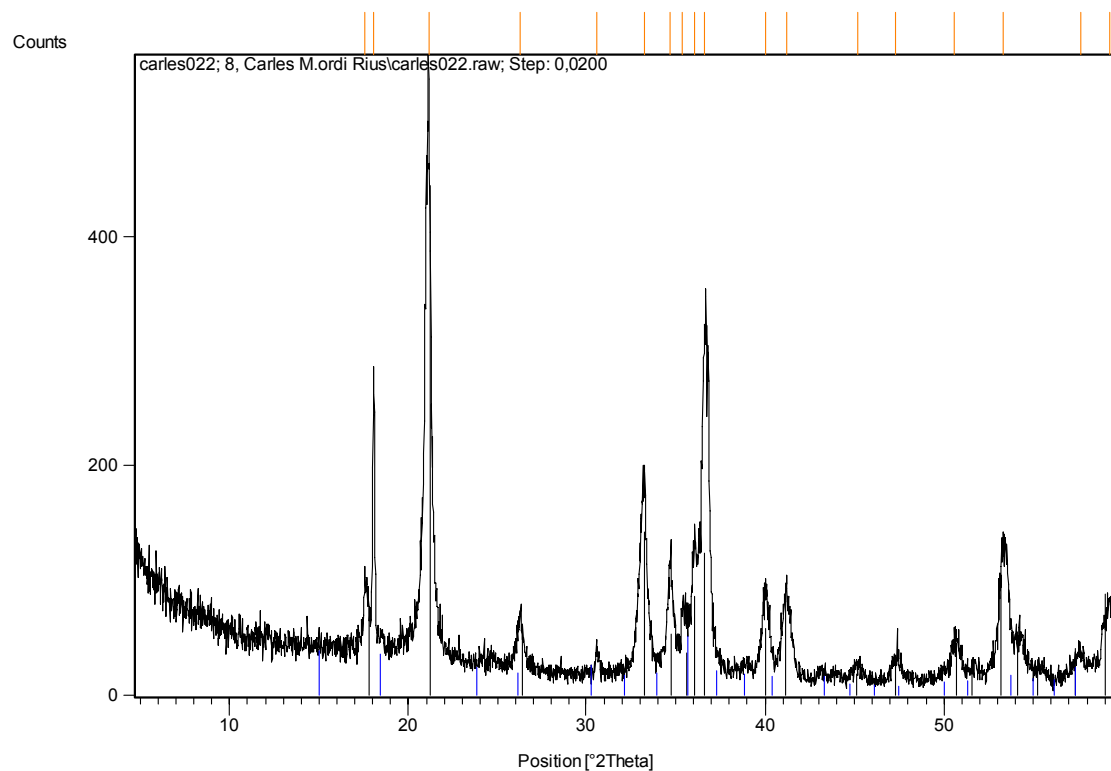
Todas las muestras fueron analizadas mediante Difracción de rayo X (DRX). Fracciones representativas de cada muestra, fueron pulverizadas en mortero de ágata hasta un tamaño de partícula inferior a 30  $\mu\text{m}$ , aunque el tamaño de dominio cristalino resultó ser muy inferior. Se ha utilizado un Difractómetro Panalytical X'Pert PRO MPD, en geometría Bragg-Brentano (Radiación:  $K\alpha_1+K\alpha_2$  del Cu, filtro de Ni). Las muestras más ricas en Fe (las pertenecientes a la parte alta del perfil), fueron medidas también utilizando un monocromador secundario de grafito, para evitar la fluorescencia.

La microsonda electrónica ha sido la técnica analítica principal de esta investigación. Se ha utilizado para determinar la composición química cuantitativa de los minerales presentes en los diferentes horizontes del perfil. Con ella también se han obtenido imágenes electrones retodispersados. Estos análisis han sido efectuados mediante una microsonda electrónica CAMECA SX-50, equipada con cuatro espectrómetros de dispersión de longitud de onda (WDS-*wavelength dispersive spectrometer*). Los análisis fueron realizados en los "Serveis Científic-Tècnics" de la universidad de Barcelona bajo las siguientes condiciones de trabajo: tensión de aceleración de 20 kv y una corriente sobre muestra de 20 nA. Se han medido sobre las líneas espectrales de  $K\alpha$  del Fe, Mn y Ni con cristal de LiF; las  $K\alpha$  del Mg, Si, Al, Na con un TAP y las  $K\alpha$  del Ca, Cr, Ti y K con PET. Los patrones utilizados han sido ortoclasa (Si, Al,K),  $\text{Fe}_2\text{O}_3(\text{Fe})$ , periclase (Mg), wollastinita (Ca), rodonita (Mn), NiO (Ni),  $\text{Co}_2\text{O}_3$  (Co), rutilo (Ti), albita (Na),  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  (Cr).

## RESULTADOS Y DISCUSIÓN

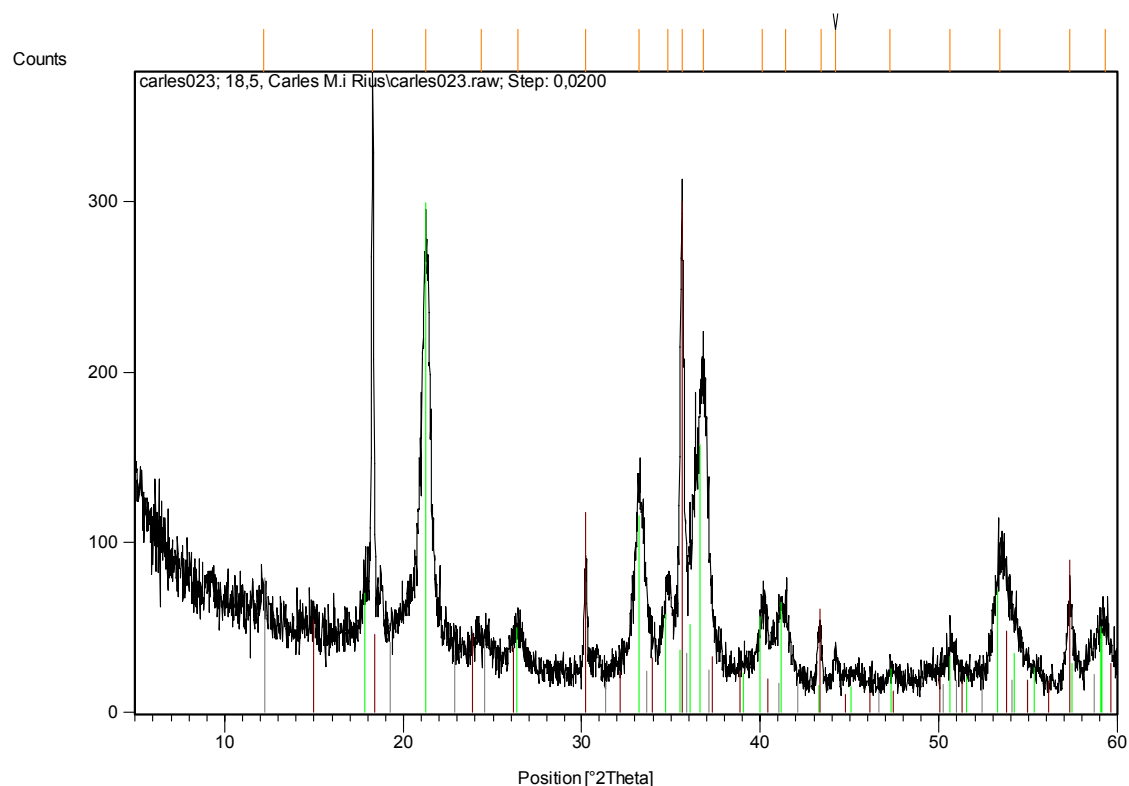
### RESULTADOS DE SEM Y EMPA

La goethita es la fase mayoritaria en el perfil. En la mayoría de las muestras estudiadas, la goethita coexiste con la maghemita. En todos los diagramas de DRX se ha identificado goethita y maghemita (Fig.1, 3, 4). A partir de los 18,5 metros de profundidad se observan picos correspondientes a lizardita (Fig. 2) la cual no fue detectada en muestras localizadas a menor profundidad. El politipo dominante de lizardita es el 1T, pero existe una fracción significativa de lizardita 2H1, menos cristalina. En la muestra más profunda, a 24 metros, la lizardita aparece acompañada de olivino y enstatita, como minerales residuales de la roca original. También se han encontrado criptomelana creciendo sobre agregados de goethita (Fig. 3D). Sin embargo, la fase de Mn más abundante es la litioforita (Fig. 5).



Visible	Ref. Code	Score	Compound Name	Displacement [°2Th.]	Scale Factor	Chemical Formula
*	00-017-0536	49	Goethite	0,000	0,738	Fe +3 O ( O H )
*	01-089-5892	18	Maghemite	0,000	0,056	Fe <sub>21.16</sub> O <sub>31.92</sub>

Figura 1. Diagrama de DRX de la muestra 8 (toma a una profundidad de 8 metros).



Visible	Ref. Code	Score	Compound Name	Displacement [°2Th.]	Scale Factor	Chemical Formula
*	00-029-0713	63	Goethite	0,000	0,700	Fe +3 O ( O H )
*	00-050-1625	38	Lizardite-1\ITTRG	0,000	0,076	( Mg , Al )3 [ ( Si , Fe )2 O5 ] ( O H )4
*	01-089-5892	61	Maghemite	0,000	0,728	Fe21.16 O31.92

Figura 2. Diagrama de DRX de la muestra 18,5 (toma a una profundidad de 18.5 metros).



## Muestra 8

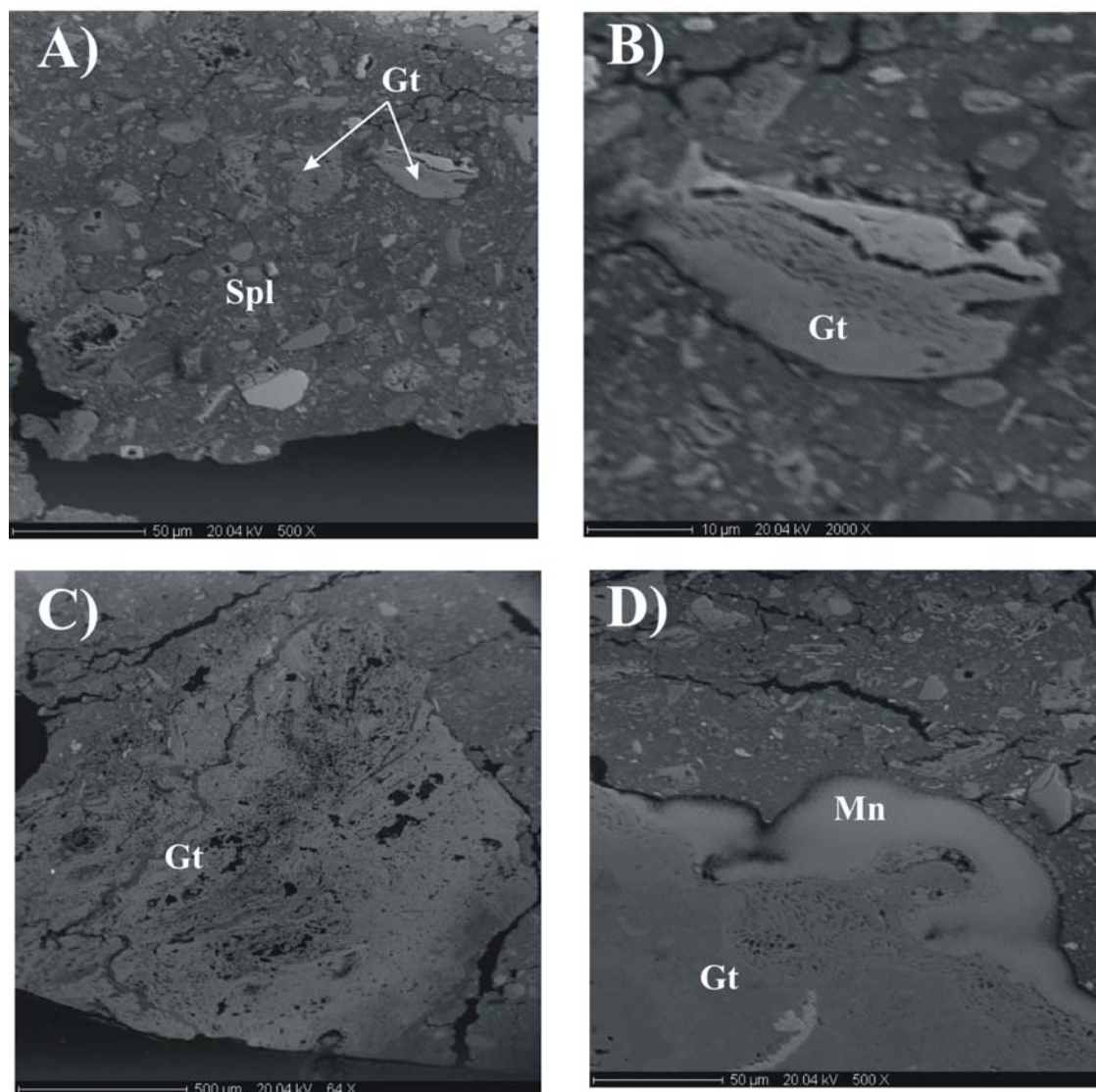


Figura 3. Imágenes de electrones retrodispersado de goethita (Gt) y espinela (spl) en una muestra tomada a 8 metros de profundidad. Nótese en D la presencia de un óxido de Mn –criptomelana- ( $\text{MnO}_2 = 84\%$  en peso,  $\text{K}_2\text{O} = 9.3\%$  en peso,  $\text{NiO} = 0.5\%$  en peso,  $\text{Co}_2\text{O}_3 = 0.4\%$  en peso) en contacto con goethita.

## Muestra 11.5

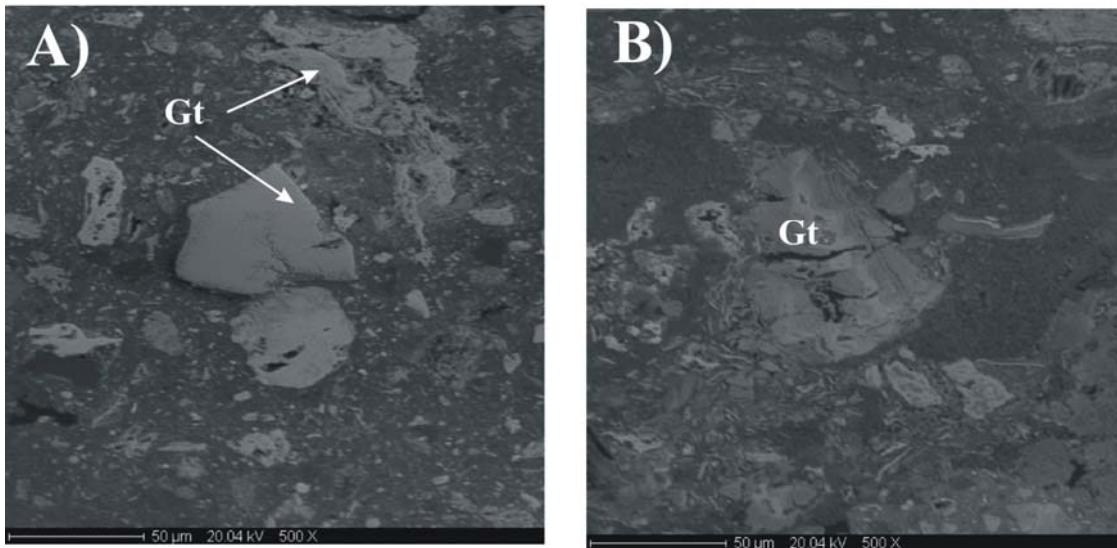


Figura 4. Imágenes de electrones retrodispersados de goethita (Gt) rica en Ni (hasta 2.3 % en NiO) en una muestra tomada a 11.5 metros de profundidad.

## Muestra 18.5

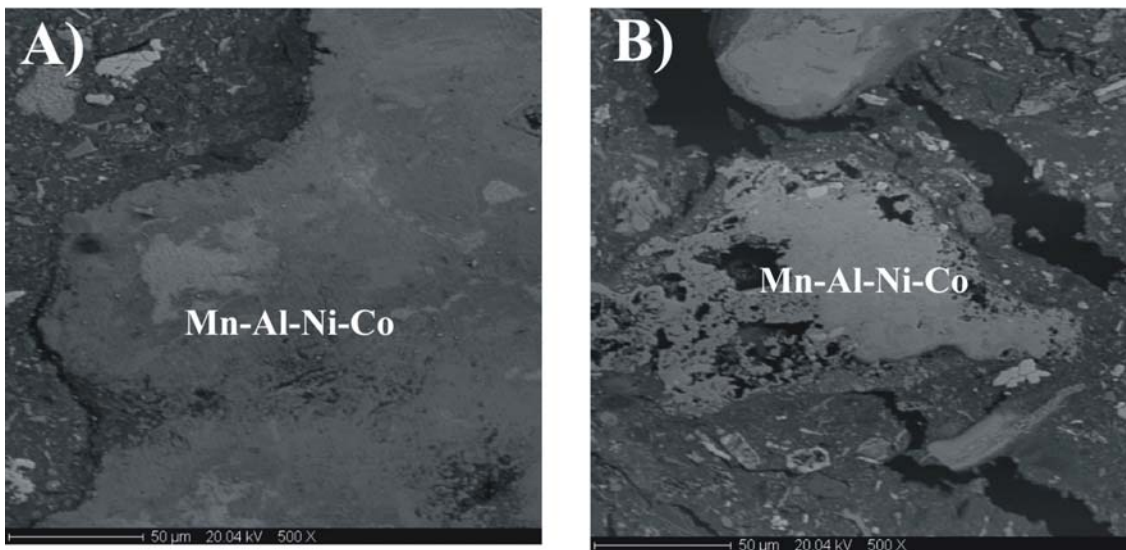


Figura 5. Imágenes de electrones retrodispersados de fases de Mn-Ni-Co (principalmente litioforita).

Por otra parte, en todas las muestras analizadas se ha encontrado una espinela rica en Ni (probablemente maghemita), la cual tiene comúnmente un tamaño de grano inferior a 50 micras. Esta fase es idiomórfica y bastante homogénea composicionalmente, no observándose zonación, ni ningún tipo de alteración (Fig. 6, 7D, 8).

## Muestra 8

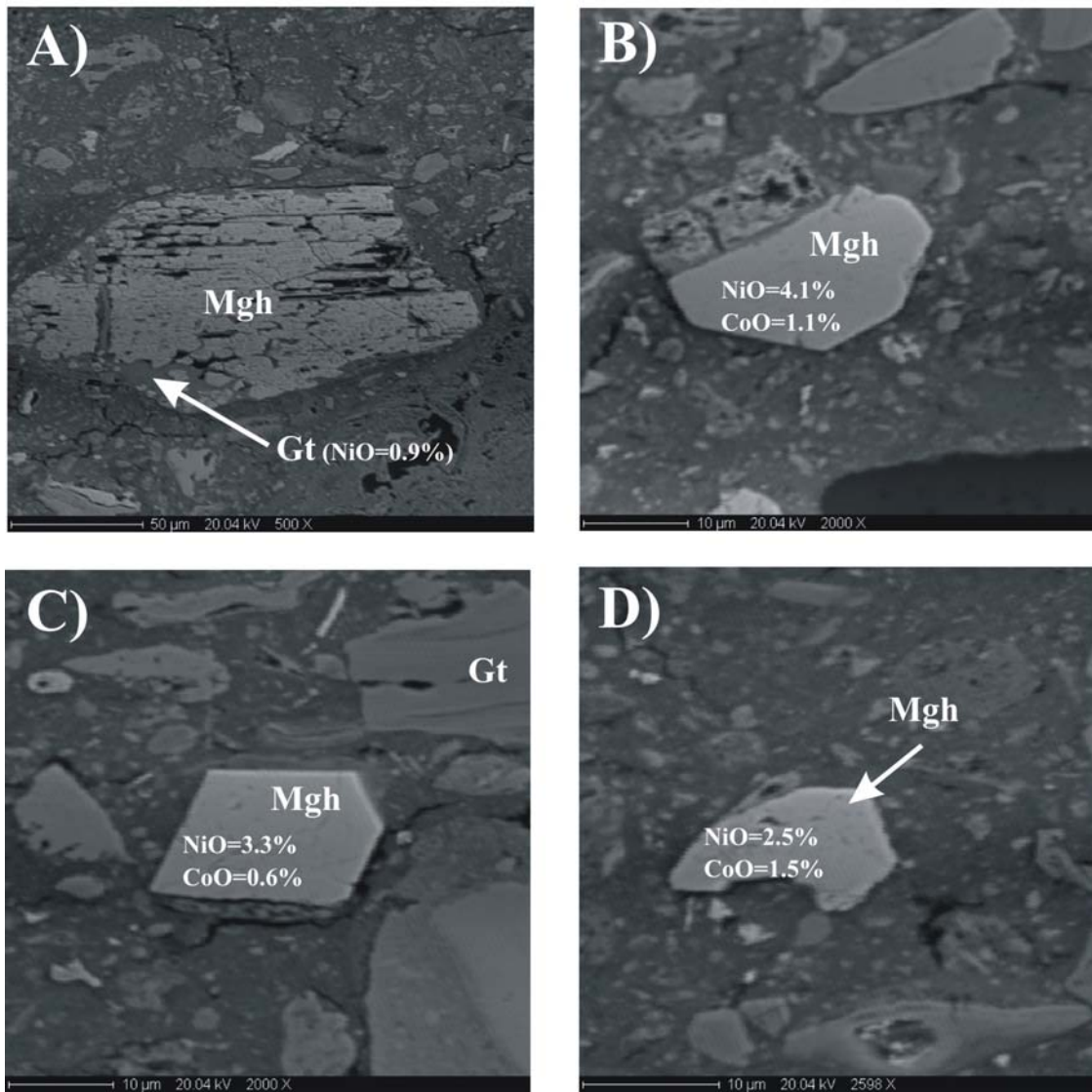


Figura 6. Imágenes de electrones retrodispersado de espinelas ricas en Ni (probablemente maghemita: Mgh) y de goethita (Gt). Muestra tomada a 8 metros de profundidad.

Finalmente, en todas las muestra estudiadas se ha detectado la presencia de cromita (Fig. 7B y C). Mayoritariamente los cristales de cromita se encuentran fracturados y alterados a ferricromita (rica en  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ) según bordes de grano y fracturas. Esta cromita tiene una composición similar ( $\sim \text{Cr}/\text{Cr}+\text{Al} = 0.5$ ) a la cromita presente en las harzburgitas del Macizo Moa-Baracoa, indicando que es un minerales residual de la roca original y que “sobrevive” al proceso de laterización. En cambio se ha encontrado otro tipo de cromita idiomórfica e inalterada que coexiste con la espinela rica en NiO y que tiene una composición muy diferente (e.g.  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  por debajo del límite de detección de la microsonda) (Fig. 8A).



## Muestra 18.5

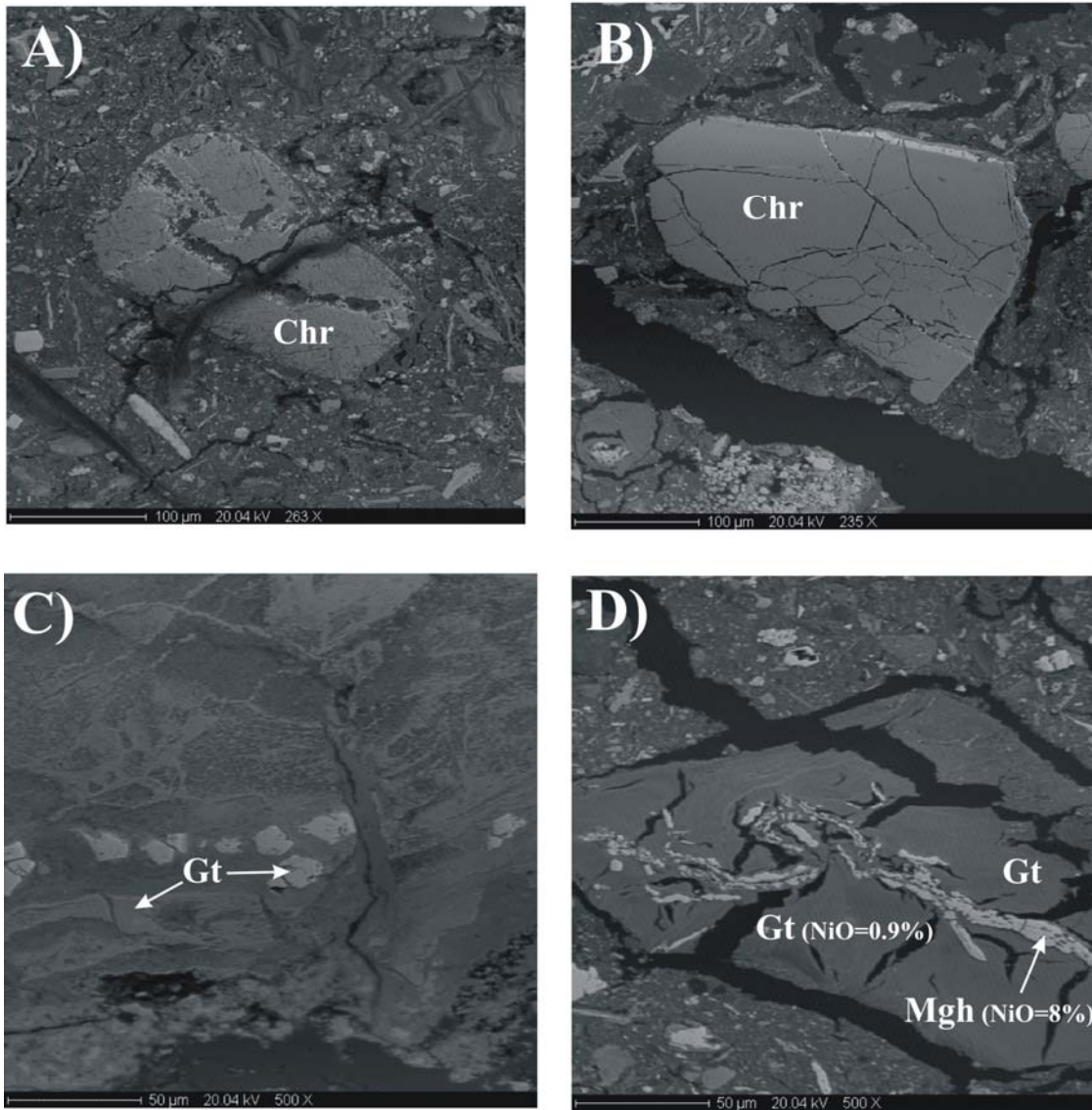


Figura 7A y B. Imágenes de electrones retrodispersado de de cromita (Chr) fracturada y alterada a ferricromita según bordes de grano y fractura. Esta cromita tiene una composición similar ( $\sim \text{Cr}/\text{Cr}+\text{Al} = 0.5$ ) a la cromita presente en las harzburgitas del Macizo Moa-Baracoa. C) Goethita (gt). D) Detalle de una vena rellena de espinela rica en NiO encajada en goethita. Muestra tomada a 18.5 metros de profundidad.

## Muestra 18.5

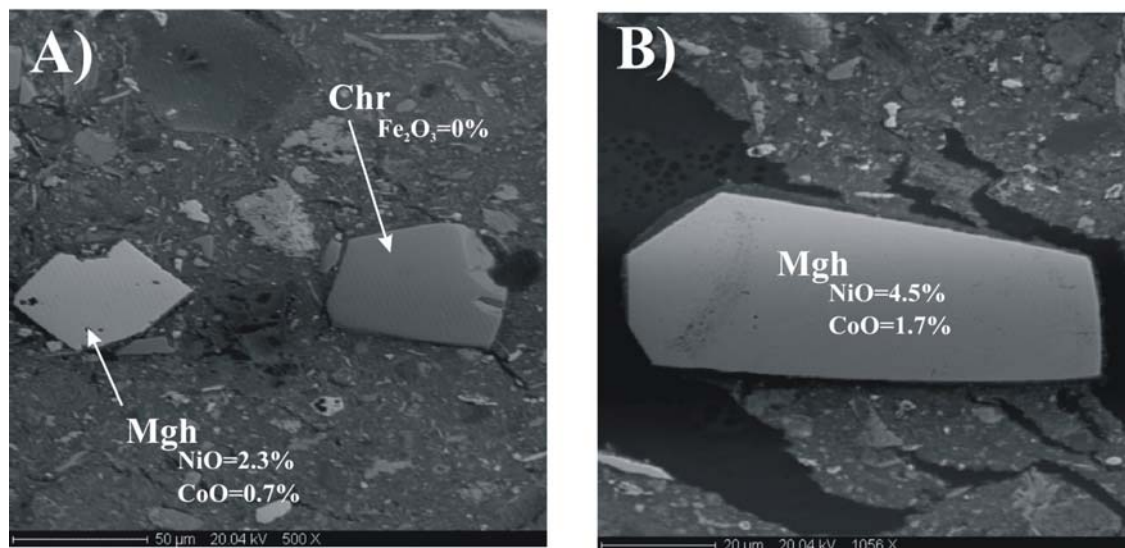


Figura 8. Imágenes de electrones retrodispersado de espinelas idiomórficas ricas en Ni (probablemente maghemita: Mgh) y de cromita (Chr). Muestra tomada a 18.5 metros de profundidad.

### Composición química de las fases portadoras de Ni y Co

La goethita, fase predominante, contiene hasta 4.29 % en peso de NiO y hasta 1.70 % en peso de  $\text{Co}_2\text{O}_3$  (Fig. 9). La lizardita analizada en la muestra mas profunda (24 metros) tiene contenidos de NiO entre 0.4 y 0.6 % en peso. Estos contenidos son relativamente bajos y muy similares a los descrito en el olivino de la roca madre (Proenza et al., 2003). Por otra parte, la espinela niquelífera (maghemita) tiene contenidos de NiO variables entre 1.82 y 8.1 % de NiO (Fig. 10). Existe una correlación negativa entre el contenido de NiO y el de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ . Los contenidos de  $\text{Co}_2\text{O}_3$  en oscilan entre 0.16 y 1.1 % en peso. Sin embargo los mayores contenidos de Ni (y Co) se han encontrado en fases de Mn, principalmente litioforita. La litioforita del Yacimiento Yagrumaje presenta altos contenidos de Co (entre 4.48 y 7.50 % en peso), y de Ni (4.40 y 11.80% % en peso). Los contenidos de  $\text{MnO}_2$  varía entre 33.05 y 35.81 % en peso, y los de  $\text{Al}_2\text{O}_3$  entre 18.95 y 25.08 % en peso. Estas composiciones indican que la litioforita presente en las lateritas de Moa es ligeramente mas rica en Co y Ni que las de Nueva Caledonia (Llorca y Monchoux, 1991) y muy similar a las descritas en el Yacimiento Punta Gorda (Labrador et al., 2006) (Fig. 11).

### Goethita (Yagrumaje Norte)

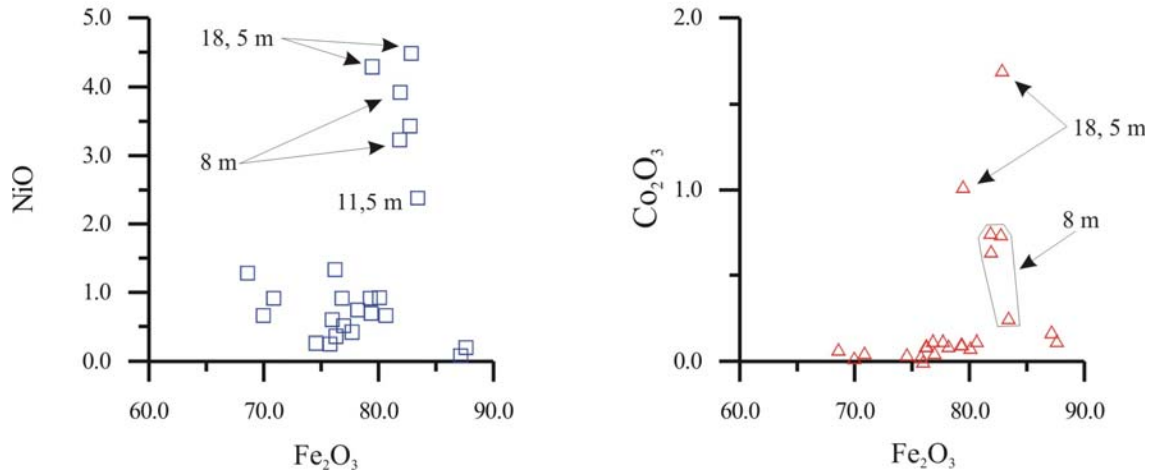


Figura 9. Contenidos de Ni y Co en la goethita del Yacimiento Yagrumaje Norte.

### Espinela rica en Ni (maghemita?)

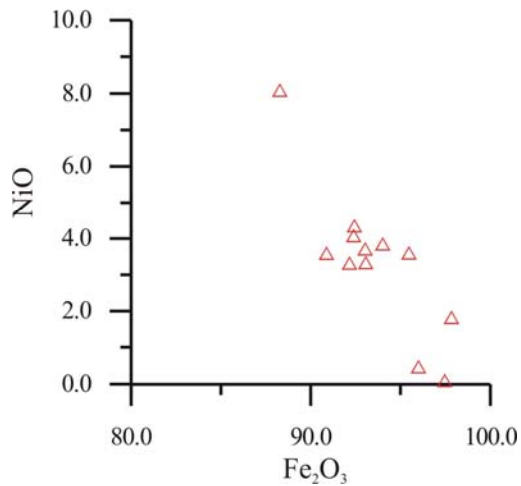


Figura 10. Contenidos de NiO vs. Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> en espinelas ricas en Ni (maghemita niquelífera?) del Yacimiento Yagrumaje Norte. Estas espinelas han sido encontradas en muestras localizadas a 8 y 18, 5 metros de profundidad.



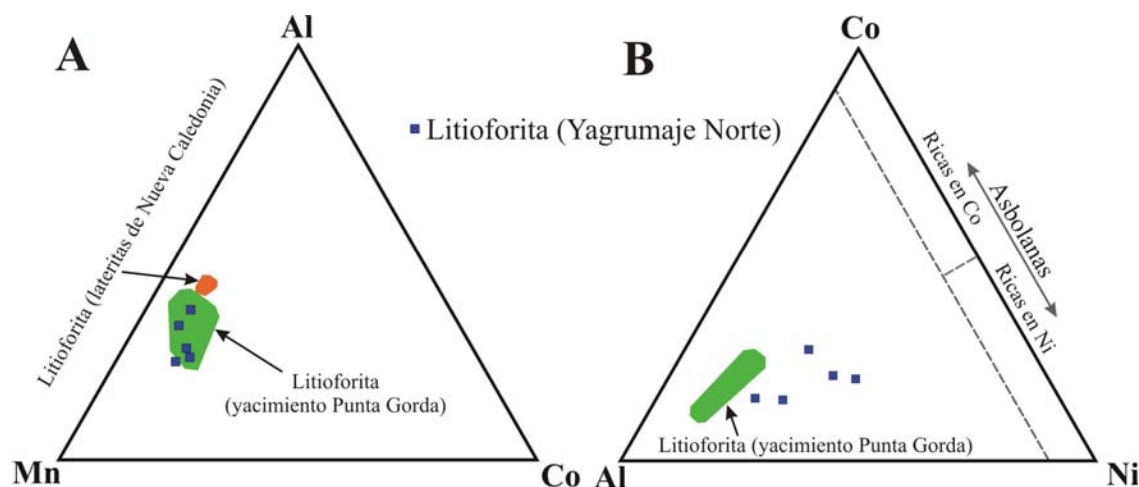


Figura 11. A) Composición química (en términos de Mn-Al-Co) de la litioforita presente en el Yacimiento Yagrumaje Norte, a manera de comparación también se muestran los campos composicionales de la litioforita descrita en las lateritas de Nueva Caledonia (Llorca y Monchoux, 1991) y en el Yacimiento Punta Gorda de Cuba Oriental (Labrador et al., 2006). B) Composición química en términos de Al-Co-Ni.

## CONCLUSIONES

- Los resultados de química mineral indican que los principales minerales que contiene Ni y Co en el perfil estudiado del Yacimiento Yagrumaje Norte son la goethita (hasta 4.29 % en peso de NiO y hasta 1.70 % en peso de  $\text{Co}_2\text{O}_3$ ), una espinela niquelífera la cual probablemente se corresponde con la maghemita ( $1.82 \leq \text{NiO} \leq 8.1$  % en peso;  $0.16 \leq \text{Co}_2\text{O}_3 \leq 1.1$  % en peso) y la litioforita ( $4.5 \leq \text{Co}_2\text{O}_3 \leq 7.5$  % en peso,  $4.4 \leq \text{NiO} \leq 11.8$  % en peso).
- Las principales fases de Mn que contiene Ni y Co en las muestras estudiadas es la litioforita. En cambio, la heterogenita [(Co, Ni), OOH], un mineral característico de las lateritas de Nueva Caledonia (Llorca et al., 1991), no fue detectada. Estos resultados confirman los obtenidos por Chukhrov et al. (1983) y por Labrador et al (2006).

## BIBLIOGRAFÍA

- Cordeiro, C., Cordeiro, A. (1987). Determinación experimental de la distribución de Ni en las macrofases del mineral laterítico cubano. *Revista Minería y Geología*, vol. 2, 57-64.
- Elias, M., Donaldson, M.J., Giorgetta, N. (1981). Geology, mineralogy, and chemistry of lateritic nickel-cobalt deposits near Kalgoorlie, Western Australia. *Economic Geology*, 76, 1775-1783.
- Garí Parada A. (2002). "Informe Geológico de la exploración detallada del yacimiento Yagrumaje Norte".
- Garí Parada A y otros (2003). "Informe Geológico Final Exploración Detallada del Yacimiento Yagrumaje Norte por la Red 23.57 x 23.57m en los bloques 0858, 0859, 0958, 0959, 0759, 0860, 0857 y 0957".
- Gaudin, A., Grauby, O., Noack, Y., Decarreau, A., Petit, S. (2004). Accurate crystal chemistry of ferric smectites from the lateritic nickel ore of Murrin Murrin (Western Australia). I. XRD and multi-scale chemical approach. *Clay Minerals*, 39, 301-315.
- Gleeson, S.A., Butt, C.R.M., Elias, M. (2003). Nickel laterites: A review. *SEG Newsletter*, 54, 11-18.
- Golightly, J.P. (1979). Nickeliferous laterite deposits: a general description. In: Evans D. J., Shoemaker R. S., Iturralde-Vinent, M.A. (1996). *Geología de las ofiolitas. En ofiolitas y arcos volcánicos de Cuba*. IVGS/UNESCO. International geological correlation program. Proyecto 364. Ciudad Habana. P 83-120.
- Labrador, M., Proenza, J.A., Galí, S., Melgarejo, J.C., Tauler, E., Rojas-Purón, A., Muñoz-Gómez, N., Rodríguez-Vega, A. (2006). Minerales de Mn-Co-Ni en las lateritas de Cuba Oriental: Resultados preliminares. *Macla*, 6, 281-284.

- Lavaut, W. (1998). Tendencias geológicas del intemperismo de las rocas ultramáficas en Cuba oriental. *Minería y Geología*, 15(1), 9-16.
- Llorca, S., Monchoux, P. (1991). Supergene cobalt minerals from New Caledonia. *Canadian Mineralogist*, 29, 149-161.
- Marchesi, C., Garrido, C., Godard, M., Proenza, J.A., Gervilla, F., Blanco-Moreno, J. (2006). Petrogenesis of highly depleted peridotites and gabbroic rocks from the Mayarí-Baracoa Ophiolitic Belt (eastern Cuba). *Contrib. Mineral. Petrol.*, 151, 717-736.
- Miranda, J., Miranda, J.R. (2001). Influencia de los parámetros tecnológicos y la composición química – mineralógica, en el proceso de extracción del cobalto en el proceso carbonato amoniacal. *Revista Minería y Geología* Vol 1, No 2, 2001.
- Oliveira, S.M.B., Parititi, C.S., Enzweiler, J. (2001). Ochreous laterite: a nickel ore from Punta Gorda, Cuba. *Journal of South American Earth Sciences*, 14, 307-317.
- Ostrovmov, N., Rojas Purón, A. (1985). Estudio de la composición mineralógica de las lateritas de Moa por el método de difracción de rayos X. *Revista Minería y Geología*, N°1.
- Proenza, J., Gervilla, F., Melgarejo, J.C., Bodinier, J.L. (1999a). Al- and Cr- rich chromitites from the Mayarí-Baracoa Ophiolitic Belt (eastern Cuba): consequence of interaction between volatile-rich melts and peridotite in suprasubduction mantle. *Economic Geology*, 94, 547-566.
- Proenza, J., Gervilla, F., Melgarejo, J.C. (1999b). La Moho Transition Zone en el Macizo Ofiolítico Moa-Baracoa: un ejemplo de interacción magma/peridotita. *Revista de la Sociedad Geológica de España*, 12, 309-32.
- Proenza, J.A., Melgarejo, J.C. & Gervilla, F. (2003b). Comments on the paper "Ochreous laterite: a nickel ore from Punta Gorda, Cuba" by Oliveira et al. *Journal of South American Earth Sciences*, 16, 199-202.
- Rojas, P.A., Orozco, M.G., Legrá, A. (2005). Caracterización mineralógica y geoquímica de las fases minerales portadoras de cobalto en el perfil de lateritas del yacimiento Punta Gorda. *Ira Convención Cubana de Ciencias de la Tierra, Sociedad Cubana de Geología*. Abril 5-8, 2005. ISBN 959-7117-03-7.
- Rojas P.A. (1993). Valoración mineralógica del material procesado en la Empresa Ernesto Guevara. *Revista Minería y Geología*, vol. 2, N°2.
- Sobol S.I. (1968). Composición de las lateritas de Moa y su influencia sobre los procesos de lixiviación de minerales por ácidos sulfúricos en autoclaves. *Revista Tecnológica*, No 5 y 6.

# LA MIGRACION GEOQUIMICA DEL NIQUEL EN LAS CORTEZAS DE INTEMPERISMO FERRO-NIQUELIFERAS: IMPLICACIONES EN LA EXPLORACION DE EXPLOTACION

**José Nicolás Muñoz Gómez<sup>(1)</sup>, Arturo Luis Rojas Purón<sup>(1)</sup>, Roberto Díaz Martínez<sup>(1)</sup>**

(1) – Departamento de Geología – ISMMM

## RESUMEN

En los yacimientos de menas lateríticas de Fe – Ni – Co, la existencia de elevadas concentraciones de Ni (0,2% – 3,0%), en los diferentes horizontes de los yacimientos minerales, constituyen el fundamento para establecer los límites de explotación de las menas; en particular la limonita de balance – LB – y la serpentina de balance – SB.

Los valores de los contenidos del níquel en todo el perfil laterítico responden a la migración geoquímica del metal desde los minerales primarios en las ultramafitas serpentinizadas: olivino y piroxenos ortorrómbicos, hasta los minerales hipergénicos: óxidos, hidróxidos, smectitas, minerales del grupo de la serpentina y en menor grado cloritas niquelíferas.

Partiendo de estudios avanzados en la mineralogía y geoquímica de las menas lateríticas en el yacimiento Punta Gorda, mediante la difracción de rayos X, (Difractómetro Panalytical X'Pert PRO MPD, en geometría Bragg-Brentano - Radiación: K $\alpha$ 1+K $\alpha$ 2 del Cu, filtro de Ni, microsonda electrónica de barrido (microsonda electrónica SX-50) y microscopía de luz reflejada, ha permitido el establecimiento y comportamiento del modelo teórico de la migración geoquímica del níquel en el perfil laterítico.

El establecimiento de los esquemas y modelos de la migración geoquímica del níquel en las cortezas de intemperismo ferro-niquelíferas del yacimiento Punta Gorda, tiene implicaciones técnicas durante las tareas de exploración de explotación, dirigidas a incrementar la eficiencia del proceso de extracción de las menas, entre otras.

Palabras claves: olivino, piroxeno, níquel, rayos X, microsonda electrónica de barrido, migración geoquímica.

## ABSTRACT

The most important aspect of laterite ore deposits is the geochemical migration of nickel content and the chemical and mineral composition, there are vary papers referred of this question. The target of present paper is the contribution to the migration of nickel in the laterite profile, - L-48 profile - of laterite ore deposit of Punta Gorda, Moa; and to will get a better economics operation during the exploitation of the Ni-Co ore in the Punta Gorda ore deposit.

The analysis from a scanning electronic microscope (Scanning electronic-SX-50), and diffractometer panalytical X'Pert PRO MPD, in geometry Bragg-Brentano (Radiation: K $\alpha$ 1+K $\alpha$ 2 - Cu, filter de Ni). allows identification phases of minerals present in the profile as: goethite, chromite, gibbsite and manganese minerals; cobalt content are associated with the manganese minerals and nickel content are associated mainly of goethite.

The Punta Gorda ore laterite deposits is located in the northeast of Cuba, the Ni-Co ores has a high number of mineral in the ore and its necessary the increment of control during the operation of exploitation of the ore, and others operations.

## INTRODUCCIÓN

La migración geoquímica del níquel está condicionada por el carácter geoquímico del metal en diferentes condiciones geotectónicas, a saber, magmáticas, condiciones hidrotermales y las vinculadas con las condiciones exógenas, en las cortezas de intemperismo de las ultramafitas

serpentinizadas, además, la geoquímica del metal está controlada por el comportamiento geoquímico de los metales de la familia del hierro: Fe, Cr, Co, Mn, Ti, V, entre otros.

El níquel, es un metal divalente –  $Ni^{+2}$  – con un radio iónico de 0,78°A, similar en longitud sub-microscópica al magnesio divalente –  $Mg^{+2}$  – con radio atómico de 0,78°A, por tal razón la existencia de ambos elementos químicos se sustituyen mutuamente en las rocas del manto superior, lo que caracteriza su presencia en las condiciones que existen en la parte inferior de la corteza. En las condiciones endógenas el níquel se asocia a los magmas de composición gabroide, en los yacimientos de licuación, de sulfuros de níquel, cobre y metales del grupo del platino.

En el presente trabajo se exponen las consideraciones de los autores sobre la migración del níquel en las condiciones supergénicas, en el ejemplo del yacimiento de Punta Gorda.

## MATERIALES Y MÉTODOS

La migración geoquímica del Ni, en las cortezas ferro-niquelíferas, parte de su existencia primaria en las litologías de ultramáficas del complejo ofiolítico aflorado en todo el norte del país y en particular en el nordeste de Cuba oriental. Las investigaciones geológicas desarrolladas desde el inicio del pasado siglo identificaron la existencia de rocas ultramáficas serpentinizadas. (Hayes, C.W., Vaughan, T.W. and Spencer, A.C., 1901); (Burch, A. and Burchard, E.F., 1919); (Thayer, P.T., 1942).

Después del triunfo de la Revolución, se llevaron a cabo trabajos de mayor amplitud y precisión, los que permitieron caracterizar, desde el punto de vista petrológico las litologías básicas y ultramáficas del complejo ofiolítico y sus vínculos con las litologías de los arcos volcánicos del Cretácico y Terciario. (Adamovich, A. y Chejovich, V., 1962), (Kenarev, V., 1962-1963), (Nagy, E., et.al, 1976), (Gyarmati, P. et al., 1990), (Fonseca, E., et al., 1991), (Cobiella, J.L. et. Al. 1984); (Iturralde Vinent, a) 1990; b) 1994), entre otros.

En correspondencia con las investigaciones geológicas realizadas, se concluye que el protolito de las ultramafitas del macizo ofiolítico estaban integradas en lo esencial por ultramafitas piroxénicas, dunitas, harzburgitas, lherzolitas y wherlitas de acuerdo con la clasificación de Streckeisen, A., 1975.

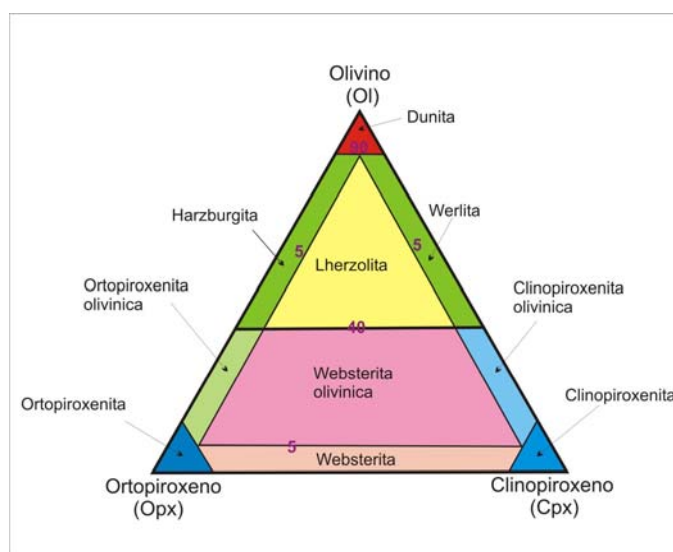


Figura 1 Esquema de las ultramafitas piroxénicas, en función del olivino (ol), ortopiroxeno- (opx), clinopiroxeno (cpx), según Streckeisen, A., 1975

En las litologías ultramáficas anteriormente señaladas la existencia del níquel se localiza en la estructura del olivino, mineral primario que es el componente principal de las ultramafitas piroxénicas, constituyendo casi el 100% de las dunitas y aproximadamente el 90% de la harzburgitas.

El olivino, como se conoce pertenece al grupo de los silicatos ferro-magnesiales – nesosilicatos – y su expresión química de la celda unidad del mineral está dada en la formula:



su peso molecular es aproximadamente 153,31 g y cristaliza en el sistema ortorrómbico – dipiramidal (2/m 2/m 2/m);  $a=4,78$ ;  $b=10,25$ ;  $c=6,3$  y grupo espacial Pbnm, el grupo del olivino está integrado por las fases minerales siguientes:

**fayalita** –  $\text{Fe}_2\text{SiO}_4$  – Pbnm – 2/m 2/m 2/m – (fa)

**forsterita** –  $\text{Mg}_2\text{SiO}_4$  – Pbnm – 2/m 2/m 2/m – (fo)

**liebenbergita** –  $\text{Ni}_2\text{SiO}_4$  – Pbnm – 2/m 2/m 2/m

**teflorita** –  $\text{Mn}_2\text{SiO}_4$  – Pbnm – 2/m 2/m 2/m

**laihunita** –  $\text{Fe Fe}_2\text{SiO}_4$  – P 2/b 2/m

La composición química responde a los contenidos siguientes:

**Mg** – 25,37% - (42,06% - MgO)

**Fe** – 14,57% - (18,75% - FeO)

**Si** – 18,32% - (39,19% -  $\text{SiO}_2$ )

**O** - 41,74%

**(Ni + Co + Mn)** – 0,02 – 0,100%

Como se puede valorar la forma primaria de existencia del níquel en las ultramafitas es en forma de liebenbergita –  $\text{Ni}_2\text{SiO}_4$  – se puede afirmar que a partir de este mineral del grupo del olivino comienza la migración del níquel en las cortezas de intemperismo lateríticas, mediante el complejo proceso de lateritización. Es necesario esclarecer que los minerales primarios de las ultramafitas piroxénicas, de acuerdo a la clasificación de Streckensen, A., 1975, han estado sometidas a eventos geológicos que han incidido en la composición primaria de las litologías mantélicas y han producido transformaciones en la composición primaria de los minerales componentes en primer lugar el proceso de obducción y en segundo lugar el proceso de serpentinización de las litologías ultramáficas, es por ello que en la gran mayoría de los cortes y perfiles lateríticos las ultramafitas están parcial o completamente serpentinizadas antes de iniciarse el proceso de lateritización. La existencia del olivino y sus transformaciones químicas en las litologías ultramáficas afloradas del macizo ofiolítico - mediante la acción de los agentes de la meteorización – originaron los diferentes horizontes del perfil lateríticos y con ello las complejas menas de Fe- Ni y Co.

Tabla No. 1 Resultados de análisis de microsonda de muestras de olivino en dunitas, harzburgitas y otras ultramafitas (Muñoz Gómez, J.N. 1997)

Muestras	Punto	Mineral	Litología	SiO <sub>2</sub> %	FeO%	MgO%	NiO%	MnO%	Total
96-1a	431	Olivino	harzburgita	41,3619	8,5253	50,6060	0,3702	0,5647	101,4281
96-1b	429	Olivino	harzburgita	39,3514	8,9373	51,3242	0,3655	0,8569	100,8354
96-1c	430	Olivino	harzburgita	40,9098	8,6868	51,7280	0,3693	0,2354	101,9293
96-1d	425	Olivino	harzburgita	40,0105	8,7308	51,7578	0,4069	0,1452	101,0512
96-10Ba	466	Olivino	pl-lherzolita	40,7160	9,4940	50,8756	0,4473	0,3658	101,8987
96-10Bb	467	Olivino	pl-lherzolita	40,1054	9,3074	51,0578	0,3919	0,2547	101,1171
96-10Bc	469	Olivino	pl-lherzolita	41,0117	9,4678	51,0855	0,3796	0,7458	102,6904
96-2a	393	Olivino	pl-lherzolita	41,4084	10,5707	49,3786	0,3872	0,2569	102,0018
96-2b	394	Olivino	pl-lherzolita	41,4467	10,6608	49,7078	0,5319	0,1456	102,4928
96-2c	391	Olivino	pl-lherzolita	40,0196	10,4962	49,8069	0,3947	0,9564	101,6738
96-3Aa	413	Olivino	pl-wehrlita	42,0563	11,7333	48,4239	0,3280	0,5879	103,1294



96-3Ab	409	Olivino	pl-wehrlita	40,6040	11,7050	48,6243	0,3204	0,6584	101,9121
96-3Ac	408	Olivino	pl-wehrlita	39,9267	11,8067	48,7276	0,2124	0,6954	101,3688
96-3Ad	411	Olivino	pl-wehrlita	39,2061	11,8622	48,8512	0,2199	0,5247	100,6641
96-3Ae	410	Olivino	pl-wehrlita	40,3991	11,7322	49,1538	0,3439	0,8745	102,5035
96-3Af	407	Olivino	pl-wehrlita	39,9196	11,6389	50,3066	0,3486	0,7451	102,9588
96-7a	440	Olivino	harzburgita	41,0723	8,8346	50,5858	0,3458	0,4158	101,2543
96-7b	451	Olivino	harzburgita	40,3012	8,8432	51,7259	0,3467	0,5680	101,7850
96-7c	441	Olivino	harzburgita	41,5910	8,7790	51,8324	0,4783	0,8451	103,5258
96-8a	459	Olivino	dunita	40,5989	9,1921	51,2965	0,3477	0,4421	101,8772
96-8b	457	Olivino	dunita	40,6302	9,4206	51,8804	0,2922	0,5689	102,7923
96-8c	458	Olivino	dunita	41,1197	9,2833	51,9560	0,3242	0,7128	103,3960
P-PA1-61a	500	Olivino	dunita	40,6140	8,5830	51,6907	0,4135	0,6943	101,9954

Como se puede valorar de los valores de los contenidos de las muestras de olivinos en varias de las litologías ultramáficas los valores del NiO, oscilan entre los 3000 y 4000 ppm.

### Proceso de lateritización de las ultramafitas serpentinizadas y la migración geoquímica del níquel

El proceso de lateritización de las litologías ultramafitas serpentinizadas mediante la acción conjunta de los agentes del intemperismo, en particular la acción de las aguas meteóricas, variaciones de temperaturas, ácidos, Ph y otros factores físico – químicos y geológicos originaron la destrucción en primer lugar de la estructura del olivino.

Delvine et al, 1979, analizó en detalle las principales transformaciones del olivino y con ello la migración del níquel, asimismo, Wilson, M. J. 2004, destaca el papel de los minerales primarios y su papel en las reacciones de transformación de la molécula del olivino.

La acción de los agentes de la meteorización sobre las litologías máficas y ultramáficas van produciendo la destrucción de los minerales primarios, en particular los minerales ferro-magnesiales, olivino y piroxenos. Las transformaciones que se llevan a cabo en la corteza de meteorización se realizan a través de reacciones químicas:

- Oxidación
- Hidratación
- Hidrólisis
- Diálisis

La *oxidación* es la más frecuente de las transformaciones que tienen lugar durante el proceso de lateritización de las ultramafitas serpentinizadas, la oxidación está condicionada por la acción del oxígeno de la atmósfera sobre los elementos químicos que se liberan durante el proceso de transformación de los minerales primarios en particular del hierro, aluminio y manganeso entre otros.

El resultado de las reacciones de oxidación es la formación de óxidos e hidróxidos en la corteza de meteorización, formándose en unos casos compuestos solubles que migran de la corteza, en cambio otros elementos forman minerales estables los que vienen a constituir la composición fundamental de las cortezas ferro-niquelíferas cubanas y en otras regiones del planeta. Un ejemplo de lo anteriormente expresado, está dado en la composición de los horizontes del perfil laterítico del yacimiento Punta Gorda, en los que existe un predominio de minerales oxidados.

La *hidratación* está relacionada con las transformaciones de los minerales primarios, desde el mismo inicio del proceso de lateritización de las ultramafitas serpentinizadas, la hidratación se pone de manifiesto en los procesos de adsorción de moléculas de agua en la superficie de los minerales en formación en la corteza de intemperismo, y por otra parte, se produce la incorporación de moléculas de agua a la red de los nuevos minerales que se van formando, ejemplo de lo anterior lo constituyen la existencia de hidróxidos de hierro en las menas lateríticas.

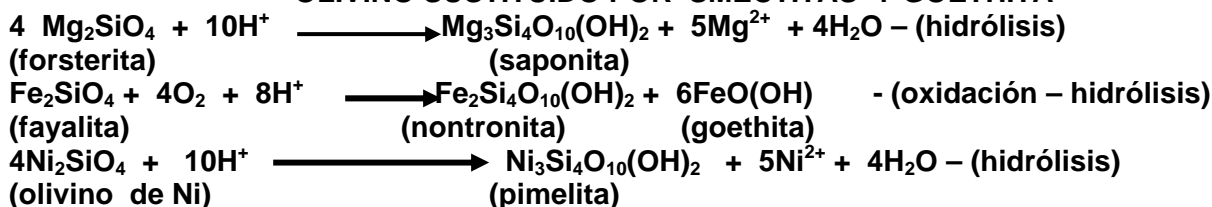


La *hidrólisis* incluye las reacciones que se desarrollan entre los minerales primarios de las rocas ultrabásicas serpentinizadas con el  $H^+$  del agua disociada; la intensidad del proceso de hidrólisis está condicionada por el valor del Ph del medio acuoso y la existencia de otros ácidos como el carbónico y el incremento de la temperatura del sistema. Durante la hidrólisis, los silicatos de los minerales primarios son destruidos y en su lugar surgen minerales arcillosos del grupo de las esmectitas niquelíferas.

La *diálisis* incluye las reacciones que conllevan la lixiviación de los minerales arcillosos al favorecer la migración de los cationes metálicos presentes en la estructura cristalina de éstos minerales. Las reacciones de oxidación, hidratación, hidrólisis y diálisis se desarrollan casi simultáneamente en el proceso de *lateritización* de las ultramafitas serpentinizadas.

Para ejemplificar las transformaciones que se producen en los minerales ferro-magnesianos usaremos el olivino, que como se conoce es el componente principal en la composición mineralógica de las ultramáficas serpentinizadas y es a la vez, como se demostró anteriormente, el portador principal primario de cobalto, hierro y níquel, en las cortezas de intemperismo, una vez que ha sido destruida su red y pasan los elementos químicos a solución acuosa en el proceso de lateritización, de acuerdo al esquema de Golightly, J.P., 1981.

#### OLIVINO SUSTITUIDO POR SMECTITAS Y GOETHITA

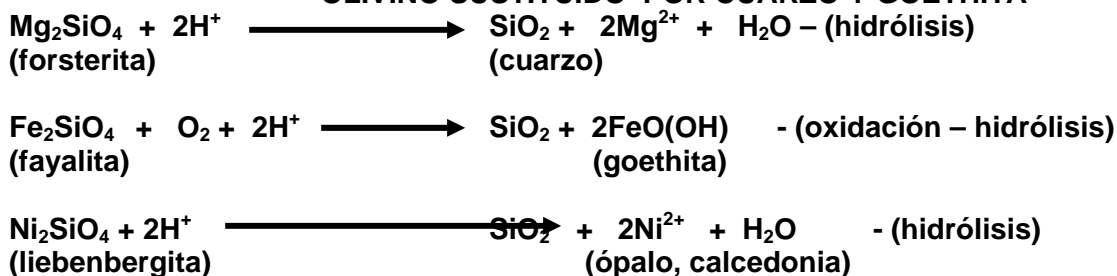


De la reacción anterior se demuestra la transformación más común que se desarrolla en el proceso de lateritización, que es la formación de **goethita** en el *horizonte limonítico* y la absorción desde la solución del  $\text{Ni}^{2+}$  que queda libre, este proceso caracteriza el horizonte limonítico en las menas lateríticas del yacimiento de Punta Gorda, tal como ha sido demostrado por Oliveira, et al. 2001, Galí, S. et al, 2006.

La **goethita** es el mineral predominante y el principal portador del níquel en la **limonita de balance (LB)**, cálculos conservadores, consideran que la goethita constituye del 68,0 – 80,0 por ciento en peso de las menas del horizonte limonítico, conclusiones a la que había llegado Golightly, J.P., 1981, al expresar: “*The in situ limonite zone consist of fine-grained nickeliferous goethite and amorphous ferric hydroxides with rare minor gibbsite*” (Golightly, J. P., 1981); (Oliveira, et al 2003).

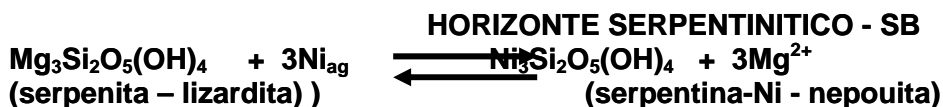
La otra transformación del olivino, muestra la formación de cuarzo y goethita, proceso que también tuvo lugar en el yacimiento de Punta Gorda.

#### OLIVINO SUSTITUIDO POR CUARZO Y GOETHITA



El proceso de absorción del  $\text{Ni}^{2+}$  por la **goethita** también tiene lugar en la transformación del olivino al formar cuarzo y goethita.

El proceso de transformaciones de los minerales también tiene lugar en los minerales del grupo de la serpentina, los que tienen un predominio en el *horizonte serpentinitico* (SB) en el yacimiento de Punta Gorda, en la reacción que sigue mas abajo se presenta la transformación de la serpentina en el horizonte serpentinitico. (Golightly, J. P., 1981); modificado en el presente trabajo.



En la reacción anterior la liberación del  $\text{Ni}^{2+}$  en la solución acuosa proveniente de la transformación del olivino y piroxenos rómbicos y liberado de la estructura de la goethita de la zona de limonita de balance sustituye al  $\text{Mg}^{2+}$  en la estructura de la serpentina niquelífera – lizardita – formándose la **nepouita**, con composición muy similar a la **serpentina –Ni**, obsérvese que el  $\text{Mg}^{2+}$  que está en solución acuosa es removido de la corteza en forma solución que migra a horizontes inferiores o pasa formar parte de la magnesita la que, en ocasiones, rellena grietas en horizontes profundos de las ultramafitas.

En el caso específico del yacimiento Punta Gorda en el perfil L-48 se pone de relieve la existencia de la lizardita – muestra MN-5, de acuerdo a investigaciones recientes (Galí, S., et. al., 2006).

#### Perfil laterítico y minerales portadores del níquel

El perfil laterítico que se analiza es el L-48 del yacimiento Punta Gorda donde se expone las muestras estudiadas y su distribución espacial y los principales minerales identificados, con lo que se corrobora la migración geoquímica del níquel y los principales portadores

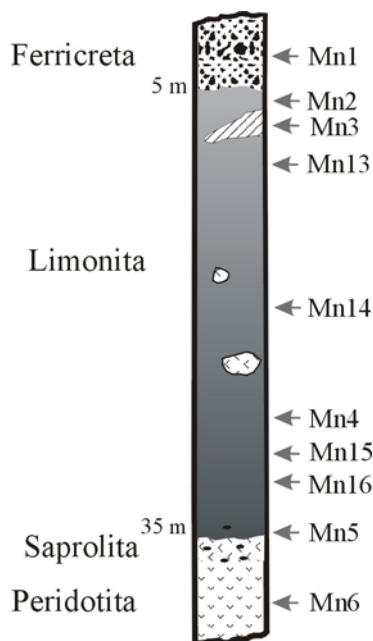


Figura. 2. Corte esquemático del perfil laterítico (L-48) con la localización de las muestras estudiadas.

La distribución de los minerales por las muestras estudiadas se expresan en la tabla No.2 así como el tanto por ciento en peso de cada mineral y su profundidad en el corte

Tabla No. 2 Principales fases minerales identificadas mediante DRX (% en peso)

Muestra	Profundidad	lizardita	olivín	enstatit	maghemit	goethit	hematite	gibbsit	asbolan	otros
	d		o	a	a	a	s	a	a	
MN1	2.5 m	0	0	0	0.3(3)	77(1)	13(1)	10.1(8)	NO	
MN2	5 m	0	0	0	0.3(3)	68.1(2)	15(1)	16.7(1)	NO	
MN3	10 m	0	0	0	0	86.6(8)	0	13.4(8)	SI	
MN13	11 m	0	0	0	5.7(3)	79.7(7)	8.1(7)	6.5(3)	NO	
MN14	22 m	0	0	0	3.3(5)	61.6(9)	35.1(9)	0	NO	
		0	0	0	0.5(1)	98.1(2)	0	0	NO	pirocroit a: 1.5(2)
MN4	29 m									
MN15	31 m	0	0	0	14.4(4)	59.1(8)	22.6(7)	4.0(4)	NO	
MN16	33 m	19(3)	0	0	7.3(6)	68(3)	4.4(6)	0	NO	cuarzo: 1.6(2)
MN5	36 m	74(2)	0	0	5.7(5)	20(2)	0	0	NO	
MN6	40 m	63(2)	5.2(7)	31(1)	10.4(7)	0	0	0	NO	

Desde el primer horizonte de escombros – ferricreta – se manifiesta el predominio de la goethita con contenido del 77, 0% en peso, seguido por gibbsita, con valores entre 0% hasta 16,7%.

En el horizonte de limonita de balance, desde la muestra MN-2 hasta la muestra MN-16 los contenidos de goethita varían en el intervalo 61,9% - 98,1%, corroborando que el mineral constituye el componente principal del horizonte limonita de balance y el principal portador del níquel, le sigue en ese orden la hematita, con valores desde 0% - 35, 1% (muestra MN-14), la asbolana principal portador del cobalto, solo se identificó en una muestra, finalmente la maghemita, está presente en todo el perfil con la excepción de una muestra.

Como se aprecia, en la porción mas profunda del horizonte limonita de balance se identifica la existencia de la lizardita –  $Mg_3Si_2O_5(OH)_4$  – hasta el horizonte de saprolita e incluso en las ultramafitas serpentinizadas, con contenidos desde 19,0% hasta 64,0%, la presencia del olivino solo se registra en la muestra MN-6, a 40 metros de profundidad, demostrando la existencia de la roca fresca serpentizada, en el resto del perfil no se detecta la existencia del mineral.

## Modelo teórico de la migración del níquel en el perfil laterítico

El modelo teórico de la migración del níquel en las cortezas de intemperismo ferro-niquelíferas, en el ejemplo del yacimiento Punta Gorda, parte del concepto que los minerales primarios portadores del metal es el olivino y en menor grado los ortopiroxenos en particular la enstatita – ferrosilita ( $Mg_2Si_2O_6$  –  $Fe_2Si_2O_6$ ), la desintegración del olivino genera la formación de óxidos e hidróxidos, hasta la formación de minerales de composición estructural mas complejos que los minerales primarios, el modelo que se expone está ejemplificado con la mineralogía identificada mediante las técnicas analíticas de avanzada.

### a) Fase de desintegración del olivino

Olivino  $\longrightarrow$  (proceso de intemperismo – lateritización): liberación de cationes:  $Ni^{++}$ ,  $Co^{++}$ ,  $Mn^{++}$ ,  $Mg^{++}$ ; lixiviación del Si y la formación de fases amorfas, ópalo y calcedonia.

### b) Fase de formación de óxidos e hidróxidos

Oxidación del hierro:  $Fe^{++} \longrightarrow Fe^{+++}$ ; formación de hidróxidos de Fe, Al y Mn: la formación de goethita como principal portador del  $Ni^{++}$ , según la concepción de Ramdhor, P. (1984)

$\alpha$  -  $Fe_2O_3 \cdot H_2O$  [ $Ni^{++}$ ,  $Co^{++}$ ,  $Mn^{++}$ ,  $Al_2O_3$ ,  $SiO_2$ ,  $BaO$ ,  $MnO$ ], al incrementarse el grado de cristalización de la goethita, se libera de los cationes adheridos en la superficie de la molécula

$\beta$  -  $Fe_2O_3 \cdot H_2O \longrightarrow Ni^{++}$  (en solución acuosa)

### c) Formación de silicatos de Ni

La formación de los silicatos de níquel en la zona inferior del horizonte de limonita de balance y la zona de saprolitas, se fundamenta en la sustitución del  $Mg^{++}$  por  $Ni^{++}$ , permitiendo la formación de **smectitas niquelíferas**, **cloritas níquelíferas** y los **minerales del grupo de la serpentina** portadores del metal, la liberación del níquel en forma catiónica desde la goethita, origina un proceso de enriquecimiento secundario, lo que está fundamentado por los altos valores de los contenidos del metal en esta zona del perfil laterítico; el modelo de la migración geoquímica del Ni en las cortezas de intemperismo se puede resumir de la forma siguiente:

**Olivino (liebenbergita)**

**Goethita + Asbolana**

**Silicatos de Ni**

### Implicaciones técnico – organizativas durante la exploración de explotación

La migración geoquímica del níquel y la complejidad mineralógica de las *menas lateríticas* y en particular la composición química y mineralógica de los horizontes meníferos, **limonita de balance (LB)**, con predominio de óxidos e hidróxidos de hierro, manganeso y aluminio, representados en la existencia de maghemita, goethita, gibbsita, espinelas cromíferas, hematita, asbolana y psilomelano y el horizonte **serpentina de balance (SB)**, donde la composición mineralógica se caracteriza por la existencia de minerales del grupo de las smectitas niquelíferas (montmorillonita, nontronita, beidelita, halloysita y saponita), cloritas de níquel (schuchardita y revdinskita) y minerales del grupo de la serpentina (nepouita, pecorita, pimelita, willemsita, vermiculita y nimita), minerales primarios de las ultramafitas serpentinizadas y en ocasiones minerales de origen hidrotermal; esa diversidad mineralógica que se extiende desde óxidos hasta silicatos niquelíferos hidratados constituyen las **menas lateríticas** que alimentan el proceso de lixiviación carbonato – amoniacal de la Empresa “Comité Ernesto Ché Guevara”, como promedio unos **30 minerales** de diferente composición química entran constantemente al proceso metalúrgico.

De los minerales que componen las menas lateríticas, son pocos los que constituyen los portadores del níquel y del cobalto, así en el horizonte de *limonita de balance (LB)*, con predominio de óxidos e hidróxidos de hierro, manganeso y aluminio, la **goethita** ( $Fe_2O_3 \cdot H_2O$ ), es el mineral principal portador de níquel – aproximadamente el 89,8% del Ni – y representa entre el **60% - 98,0%** del peso del horizonte limonítico (Tabla No. 2) y es además portador de cobalto, aproximadamente el 6%; el cobalto se concentra además en los óxidos de manganeso entre ellos la asbolana (wad de cobalto), pirolusita y psilomelano.

En el horizonte *serpentina de balance (SB)*, donde hay existencia de minerales del grupo de la serpentina – más de 20 minerales – ricos en magnesio se produce el enriquecimiento de Ni, llegando a contenido del 2,0% - 3,0%, producido por la sustitución del  $Mg^{++}$  por el  $Ni^{++}$  dada la similitud de sus respectivos radios iónicos; en tales condiciones el Ni se concentra en la nepouita –  $Ni_3Si_2O_5(OH)_4$  – karspinskita –  $(Ni, Mg)_2Si_2O_5(OH)$  – pimelita –  $Ni_3Si_4O_{10}(OH)$  – nontronita –  $Na_{0.3}Fe_2(Si,Al)_4O_{10}(OH)_2 \cdot nH_2O$  y otros más, además se incluyen talco, smectitas niquelíferas y en menor grado clorita y silicatos niquelíferos hidratados.

Al llevarse a cabo la explotación de las menas lateríticas, en ambos horizontes productivos, en los frente de extracción no existe un control sistemático – permanente- por parte de geólogos y mineros, en consecuencia, la explotación de las menas, quedan en manos de los operarios del equipamiento de arranque y transportación de la materia prima mineral a la planta metalúrgica.

Dada la realidad que la explotación de las menas lateríticas de ambos horizontes se lleva a cabo mediante el control de los contenidos del Ni, Co, Fe, Al, Si y otros y elementos y no por la composición mineralógica, se hace indispensable, incrementar el control de la extracción de las menas, de forma tal que por cada frente de explotación esté presente un minero para que proyecte, dirija y ejecute la explotación y un geólogo para que controle la calidad de las menas, en particular los contenidos de los principales parámetros exigidos por el proceso metalúrgico, lo que permitirá en primer lugar la calidad de las menas así como la eliminación de agregados minerales estériles como lo son los bloques y diques de gabros, diabasas, gabro-pegmatitas y otras litologías máficas que

originan – una vez dentro del proceso – la caída de los valores de los contenidos de Ni, Co e Fe, con el consiguiente consumo de electricidad, petróleo y otros insumos y la baja recuperación del níquel y cobalto. (Muñoz Gómez, et, al, 2004)

## CONCLUSIONES

- Se demuestra que el olivino – liebenbergita – es el mineral primario portador del Ni en las cortezas de intemperismo y es la fuente primaria de la migración geoquímica del metal.
- Se corrobora que la desintegración del olivino, mediante el proceso de lateritización conduce a la formación de óxido e hidróxidos de hierro, como proceso geoquímico fundamental y vehículo de la migración del Ni.
- Por primera vez se establece un modelo de la migración geoquímica del níquel en los yacimientos lateríticos cubanos, caracterizados por la formación de perfiles oxidados.
- Se demuestra que el incremento del níquel hacia la zona de las saprolitas está condicionado por la migración del níquel desde los horizontes superiores, produciendo un enriquecimiento secundario, concentrándose el metal en tres grupos de minerales silicatados.
- Queda demostrado que el mineral predominante en las menas lateritas de níquel y cobalto, en el horizonte limonítico (LB) en el yacimiento Punta Gorda es la goethita, y representa alrededor del 80,0% en peso de las menas del horizonte.
- Las menas lateríticas del yacimiento Punta Gorda son sumamente complejas y están constituidas por óxidos, smectitas, cloritas niquelíferas, minerales del grupo de la serpentina y minerales primarios de las ultramafitas serpentinizadas; no menos de 30 minerales entran al proceso metalúrgico de la planta metalúrgica Cmdte Ernesto Che Guevara.

## Recomendaciones

- Implantar un control durante la explotación en cada frente, de forma tal, *que siempre esté presente un minero y un geólogo* que decidirán las menas lateríticas a explotar y cuales no deben entrar al proceso metalúrgico.
- Creación de *un sistema de depósitos*, para incrementar la *homogenización* de los minerales que integran las menas lateríticas, teniendo presente que las menas provienen de dos horizontes (LB + SB), los que presentan características químicas y mineralógicas diferentes.
- Valorar la conveniencia de *no explotar el yacimiento durante las horas nocturnas* y realizar una evaluación tecnológica y económica de su aplicación; la no explotación del yacimiento durante la noche redundaría sobre la calidad de las menas lateríticas a extraer y la eliminación de estériles al proceso de beneficio; de otra manera, establecer las condiciones de iluminación y de control similar a la explotación diurna.
- Cesar el envío al proceso metalúrgico de las *menas lateríticas en tiro directo*, lo que evitaría la caída de los parámetros de contenido de hierro, níquel y cobalto, exigidos por el proceso de lixiviación carbonato-amoniacoal.
- Analizar la eficiencia y resultados del sistema de muestreo, desde los frente de explotación hasta el producto final y estudiar el equipamiento necesario que permitan determinaciones de alta precisión de los contenidos de los minerales en las menas lateríticas, del producto final y las colas industriales.
- Implementar métodos avanzados para la modelación de los yacimientos, que permitan mejorar el pronóstico de las diferentes variables geológicas y la cuantificación de recursos y reservas minerales en los yacimientos.
- Continuar las investigaciones de la composición química, mineralógica y textural de las menas lateríticas, productos metalúrgicos y colas industriales para lograr incrementar la eficiencia del proceso y aumentar la extracción del níquel, cobalto y otros metales existentes en las menas lateríticas.

- Continuar las investigaciones geoquímicas, mineralógicas de las menas lateríticas que permitan esclarecer la existencia de los altos valores de aluminio en el perfil laterítico, así como establecer el protolito serpentizado antes del proceso de lateritización.

## BIBLIOGRAFÍA

- Almaguer, A. 1995 Cortezas de intemperismo. Algunas particularidades de sus partículas finas. *Minería y Geología* 12, 9-19.
- Brand N.W., Butt C.R.M., Elias M. (1998). *AGSO Journal of Australian Geology and Geophysics*, 17, 81-88.
- Capote. N. Rojas-Purón, L.A. Bassas, P.R. Determinación de la distribución del níquel en las macrofases de mineral laterítico. *Minería y Geología* 10 17-23.
- Dalvi A.D., Bacon, W.G., Osborne R.C. (2004). En: Imrie W. P., Lane D. M. (eds.), *International Nickel Laterite Symposium TMS 2004 – 133rd Annual Meeting and Exhibition*, Charlotte, N. Carolina, 23.
- Elias, M. Nickel laterite deposits – geological overview, resources and exploitation. In: *Giant ore deposits: Characteristic, genesis and exploitation*. CDES Special Publication 4, Center for ore deposits research, University of Tasmania, pp, 205-220.
- Formell, F. 1979 Clasificación morfogénica de las cortezas de intemperismo sobre las rocas ultrabásicas de Cuba. *Ciencias de la Tierra y del Espacio* 1, 33-49.
- Galí, S., Proenza, J.A., Labrador, M. Melgarejo, J.C., Tauler, E., Muñoz-Gómez, N., Rojas-Purón, A., Orozco-Melgar, O. (2006): Caracterización mineralógica de los perfiles lateríticos tipo óxido: yacimiento Punta Gorda (Cuba Oriental). *Macla*, 6, 197-199.
- Golightly, J. P. 1981, The nickeliferous laterite deposits. *Economic Geology*, 75<sup>th</sup>. Anniversary Volume, 710 – 735 pp.
- Morimoto, N. et.al. (1988) Nomenclature of pyroxenes. *American Mineralogist*, vol.73, pp.1113-1123
- Muñoz Gómez, J. N. et. al. 2004, Mineralogía de las menas lateríticas del yacimiento Punta Gorda: Implicaciones técnico – organizativas durante la explotación, VI Congreso de la Sociedad Cubana de Geología.
- Labrador, M., Proenza, J.A., Galí, S., Melgarejo, J.C., Tauler, E., Rojas-Purón, A., Muñoz-Gómez, N., Rodríguez-Vega, A. (2006): Minerales de Mn-Co-Ni en las lateritas de Cuba Oriental: resultados preliminares. *Macla*, 9, 281-284.
- Oliveira et, al. Ochreous laterite: a nickel ore from Punta Gorda, Cuba. *Journal of South American Earth Sciences* 14 (2001) 307-3017
- Proenza, J.A. Melgarejo, J. C. Gervilla, F. Comments on the paper "Ochreous laterite: a nickel ore from Punta Gorda, Cuba by Oliveira et, al. *Journal of South American Earth Sciences* (2003)
- Ramdorhr, P. (1980) *The ore minerals and their intergrowths*, 2nd. edn. Oxford, 2 vols, pp. 1205. Pergamon Press. RFA.





## USO RACIONAL DE LOS RECURSOS CON LA EXPLOTACIÓN DE LOS DEPÓSITOS DE ESTABILIZACIÓN DE LA CALIDAD EN LA ECECG

**Severo Estenoz Mejías<sup>(1)</sup>, Arturo Alderí García<sup>(2)</sup>, Adán Reyes García<sup>(1)</sup>, Yanier Lobaina Sánchez<sup>(1)</sup>, Hira Aylén Pinto Rodríguez<sup>(1)</sup> et al.**

<sup>(1)</sup> Centro de Investigaciones del Níquel, Carretera Moa-Baracoa Km. 6 s/n, Moa, Holguín, Cuba ZIP 83330, Tel. 53-24 67123 y 64184, [sestenoz@cil.moa.minbas.cu](mailto:sestenoz@cil.moa.minbas.cu)

<sup>(2)</sup> Empresa Comandante Ernesto Che Guevara, Carretera Moa-Baracoa Km. 5 s/n, Moa, Holguín, Cuba ZIP 83330, Tel. 53-24 68012 y 68256, [aalderi@ecg.moa.minbas.cu](mailto:aalderi@ecg.moa.minbas.cu)

### RESUMEN

Las oscilaciones en la calidad de los minerales lateríticos se manifiestan tanto en los perfiles como en cuerpos minerales, sectores o yacimientos. Tales oscilaciones requieren del laboreo minero varias etapas de control y compensación para regular la calidad de los flujos de entrega de mena. La explotación de los depósitos mineros ocupa el marco de esta investigación, en la cual se estudiaron los factores que influyen en la calidad del mineral abastecido, evaluando alternativas tecnológicas para el monitoreo minero de la calidad a todos los flujos de menas unitarios y principales del laboreo minero. Se diseña, construye, organiza e implementa una tecnología de formación, evacuación y control de las operaciones con lotes, sectores y pilas en los depósitos mineros. Para la aplicación de tales operaciones se programa un novedoso sistema informático, el cual acopla al tradicional sistema de control del despacho de producción en la Mina de la ECECG. En el análisis de resultados se comparan los resultados de dos meses de trabajo estable y representativo para caracterizar su potencial anual. La aplicación de la tecnología de monitoreo y operación de los depósitos de estabilización permite reducir las pérdidas anuales de mineral en el laboreo minero en más de 400 mil toneladas, equivalentes 4300 toneladas de níquel producido con un valor superior a los 75 millones de dólares. Además este apilado y evacuación en los depósitos logra elevar la compensación y la homogeneización de las menas en más de 70 grados creando las bases para el secado solar.

### ABSTRACT

The oscillations in the quality of the laterite minerals are manifested as much in the profiles as in mineral bodies, sectors or locations. Such oscillations require in the mining of several control stages and compensation to regulate the quality of the flows of ore delivery. The exploitation of the deposits mining squatter the mark of this investigation, in which the factors were studied which influence in the quality of the supplied mineral, evaluating alternative technological for the mining sampling of the quality to all the flows of fewer unitary and main of the mining. It is designed, it builds, it organizes and it implements a formation technology, evacuation and control of the operations with lots, sectors and piles in the mining deposits. For the application of such operations a novel computer system is programmed, which couples to the traditional system of control of the production office in the Mine of the ECECG. In the analysis of results the results of two months of stable and representative work are

compared to characterize their potential yearly. The application of the technology of sampling of the mineral and operation of the stabilization deposits allows reducing the annual losses of mineral during the mining extraction in more than 400 thousand tons, equivalent 4300 tons of nickel taken place with a superior value to the 75 million dollars. Also this heaped and evacuation in the deposits is able to elevate the compensation and the homogenization of the ores in more than 70 grades creating the bases for the solar drying.

## **INTRODUCCIÓN**

Cuando se explotan cuerpos minerales o yacimientos de minerales sólidos con alto grado de agrietamiento o elevada distribución granulométrica y mineralógica. Se manifiesta alta variabilidad en su composición físico-química, sus propiedades mecánicas, su composición mineralógica. Este fenómeno genera una desigual distribución espacial cuantitativa y cualitativa de todas o algunas de las variables particulares o específicas requeridas como indicadores de calidad y las cuales deben considerarse como exigencias para alcanzar altos rendimientos y eficiencia en los proceso de preparación y tratamiento químico o metalúrgico. Se requiere entonces organizar sistemas de almacenamiento y dirección de los flujos de menas para compensar esta diversidad natural y alcanzar la estabilización de sus características en los flujos resultante de la mina, cantera o campos de minas que abastecen de materia prima a las plantas metalúrgicas o químicas.

En la Empresa Comandante Ernesto Che Guevara (ECG) existía dificultad para compensar los flujos de menas que operativa y puntualmente surgían y se desplegaban durante el avance de tajos en los frentes de arranque de las excavadoras, los elevados regímenes de lluvias durante casi todo el año, así como el método de amontonamiento y apilado empleado para la formación de los depósitos mineros no permitía un uso eficiente de la capacidad disponible, la compensación de los flujos resultantes de menas en cada momento productivo que fuese necesaria o factible la mezcla compensatoria con menas pobres o ricas, de unos con otras propiedades físicas, químicas o mineralógicas para el proceso metalúrgico. El motivo de este trabajo fue buscar una solución para la explotación operativa y eficiente de los depósitos mineros a la intemperie, en las condiciones climáticas de la localidad de Moa.

## **MATERIALES Y MÉTODOS**

En el desarrollo del trabajo se identificaron los principales antecedentes y deficiencias en el uso y explotación de los depósitos mineros de compensación y estabilización, los cuales fueron estudiados detalladamente a partir del siguiente orden:

- Los niveles de incertidumbre en la calidad del mineral extraído puntualmente de los frentes de extracción;
- La deficiente delimitación e identificación de los bordes y superficies de contacto por el piso de las menas en los depósitos mineros disponibles;
- Los insuficientes viabilidad y acceso de los caminos hacia los depósitos;
- El incompleto nivel de drenaje de las aguas dentro y en las periferias de los depósitos;
- La existencia de un control parcial y de baja precisión para el monitoreo y computo de la cantidad y calidad de mineral depositado y manipulado hacia o desde los depósitos;
- La no existencia de un monitoreo dinámico y operativo de la calidad de los flujos de menas abastecidos o evacuado de los depósitos mineros.

La interpretación y estudio de la situación anterior mostró las premisas y condicionantes para organizar la selección de los lugares en el campo de minas con mejores características minero-geológicas donde se ubicarían, construyeran y explotasen cada uno de los depósitos de compensación y estabilización de la calidad de los flujos de meas. Valorando estas alternativas se procede al diseño, organización e implementación de un sistema de monitoreo de la calidad de todos los flujos de menas de los frentes y los depósitos.

La obtención del sistema de monitoreo y la realización de pruebas exigió la organización, diseño, programación e implementación de un sistema informático que permitiera la inserción en el actual sistema de despacho, con la entrega y suministro operativo de la información a la dirección de operaciones de la Mina de la ECECG.

## RESULTADOS

Al inicial la implementación de los resultados se creó una primera zona de operación de acuerdo a las exigencias de los trabajos y la disponibilidad del equipamiento minero en explotación. Esta primera zona se ubicó cerca de las instalaciones de la planta de preparación de mineral de la ECG, construyéndose tres depósitos a la intemperie. Los datos más significativos de éstos se muestran en la tabla I. Los depósitos se construyeron con aproximadamente el mismo peralte, entre 2 y 2.5%.

Tabla I. Parámetros básicos de los depósitos mineros construidos en la primavera del 2004.

Depósito	Ubicación	Alineación	Largo (m)	Ancho (m)	Capacidad (t)
<b>1</b>	Bloques S51-S52	Este-Oeste	240	180	170 000
<b>2</b>	Bloque R52	Este-Oeste	160	130	90 000
<b>3</b>	Bloque R53	Este-Oeste	140	90	60 000

A partir de junio del 2004 se comenzó la utilización de estos depósitos de monitoreo y estabilización de la calidad del mineral de acuerdo a la disponibilidad de equipamiento minero disponible.

Inicialmente se utilizaron los depósitos para el monitoreo de la calidad, descargando 4 viajes de camiones procedentes de cada uno de los frentes de arranque que se encontrasen trabajando. Esto se realizaba 4 veces al día: temprano en la mañana, al comenzar la tarde, durante la noche y en la madrugada. El monitoreo de la calidad descargando y muestreado la calidad de los camiones en los depósitos permite, corregir y dirigir mejor la organización de los flujos dinámicos de menas provenientes de los frentes y lograr una resultante más exacta y constante durante la alimentación directa a la fábrica. Por otra parte con la descarga diaria en los depósitos de unos 40-60 viajes de camiones, el volumen de mineral procesado durante el muestreo alcanzaba entre 20 y 40 mil toneladas mensuales. Este mineral caracterizado y con exacta ubicación en los depósitos permite la utilización efectiva para compensar calidades extremas en los flujos de abasto a la fábrica durante las 24 horas del día.

En la Tabla II se muestra la cantidad de mineral abastecido y evacuado en los depósitos desde junio del 2004 hasta la fecha y la cantidad de muestras tomadas durante la manipulación del mineral.

Para ilustrar las potencialidades de los depósitos de estabilización, mezcla y homogeneización de la calidad en la ECG se analizaron detalladamente las operaciones de los meses de abril y mayo del 2006; considerándose valores extremos por el borde inferior, los contenidos de níquel iguales o inferiores a 1.0%, y por el borde superior se consideraron valores extremos los contenidos iguales o superiores a 1.6%.

En la tabla III se muestran los resultados del mes de abril, donde se puede observar que en el 14.4% de los muestreos efectuados los contenidos de níquel se encontraban por debajo del borde inferior en el 7.4% de las veces y promediaban contenidos de 0.8% de níquel y 41.6% de hierro. Estos flujos de menas se amortizan y se compensan cuando se mezclan en las pilas de los depósitos mineros actuales, pero son rechazados durante la organización y regulación de la calidad de los flujos de abasto a la planta, de esta forma estos volúmenes de menas pobres pasan a ingresar la masa de minerales que se consideran perdidos durante el desarrollo de la planificación operativa de la minería en la empresa. También puede ocurrir con los altos contenidos de níquel, generalmente presentes en los minerales más saprolíticos, los cuales se desperdician, si entran al proceso metalúrgico como concentraciones puntuales, por cuanto no están ajustadas las operaciones para el tratamiento de esas clases y estructuras mineralógicas.

Tabla II. Cantidad de muestras y calidad del mineral abastecido y evacuado en los depósitos de estabilización desde junio del 2004 hasta diciembre del 2006.

Mes-Año	Masa de Mineral Abastecido				Masa de Mineral Evacuado				No de Muestras
	Masa (t)	Ni (%)	Co (%)	Fe (%)	Masa (t)	Ni (%)	Co (%)	Fe (%)	
Jun-04	44640	1,220	0,113	39,6	25500	1,20	0,122	39,3	250
Jul-04	35160	1,330	0,110	43,7	25393	1,35	0,111	44,2	250
Ago-04	30180	1,330	0,102	41,8	4759	1,22	0,040	35,7	245
Sep-04	29140	1,370	0,098	41,7	14944	1,39	0,102	41,1	272
Oct-04	54720	1,330	0,095	42,1	43787	1,32	0,112	42,3	340
Nov-04	15740	1,440	0,088	36,4	35049	1,41	0,098	40,2	299
Dic-04	34540	1,320	0,088	40,8	59301	1,32	0,090	40,7	280
<b>2004</b>	<b>244120</b>	<b>1,320</b>	<b>0,100</b>	<b>41,2</b>	<b>208733</b>	<b>1,13</b>	<b>0,087</b>	<b>35,2</b>	<b>1.936</b>
Ene-05	32020	1,350	0,086	38,9	33808	1,34	0,164	40,1	254
Feb-05	56100	1,310	0,093	39,3	54585	1,32	0,043	40,0	381
Mar-05	50098	1,340	0,103	39,8	59832	1,32	0,096	39,4	310
Abr-05	44256	1,230	0,102	39,2	51495	1,29	0,107	40,6	357
May-05	51260	1,250	0,098	37,0	41910	1,20	0,090	34,8	329
Jun-05	89460	1,270	0,098	40,6	59651	1,27	0,099	40,5	484
Jul-05	169730	1,340	0,107	38,0	157057	1,34	0,108	38,7	744
Ago-05	77300	1,310	0,098	38,4	103193	1,29	0,089	38,2	590
Sep-05	114600	1,310	0,096	37,5	104352	1,34	0,105	37,7	648
Oct-05	41380	1,330	0,092	38,8	80340	1,32	0,094	38,1	420
Nov-05	44040	1,340	0,096	38,4	53188	1,31	0,098	39,1	432
Dic-05	33100	1,344	0,097	41,8	32160	1,34	0,096	41,2	549
<b>2005</b>	<b>803344</b>	<b>1,311</b>	<b>0,099</b>	<b>38,7</b>	<b>831571</b>	<b>1,36</b>	<b>0,102</b>	<b>40,2</b>	<b>5498</b>
Ene-06	31840	1,410	0,086	39,5	25560	1,40	0,091	40,7	339
Feb-06	76120	1,379	0,087	39,2	76740	1,39	0,087	39,2	515
Mar-06	70440	1,322	0,102	39,7	62340	1,34	0,099	39,0	562
Abr-06	80800	1,301	0,110	41,5	67560	1,30	0,105	40,9	565
May-06	87180	1,261	0,114	41,8	79,500	1,29	0,113	41,8	580
Jun-06	91412	1,313	0,106	42,0	80180	1,30	0,101	40,7	554
Jul-06	43600	1,316	0,110	42,8	34600	1,36	0,115	42,6	352
Ago-06	86080	1,315	0,100	40,5	96025	1,32	0,105	41,4	547
Sep-06	92900	1,327	0,101	41,2	77520	1,32	0,098	40,5	491
Oct-06	87600	1,335	0,196	40,7	93240	1,34	0,191	41,5	470
Nov-06	32400	1,243	0,083	37,5	56160	1,27	0,094	38,5	221
Dic-06	6680	1,283	0,084	40,8	32940	1,22	0,094	40,3	157
<b>2006</b>	<b>787052</b>	<b>1,318</b>	<b>0,112</b>	<b>40,8</b>	<b>782365</b>	<b>1,32</b>	<b>0,111</b>	<b>40,6</b>	<b>5353</b>

<b>Total</b>	<b>1834516</b>	<b>1,316</b>	<b>0,105</b>	<b>39,9</b>	<b>1822669</b>	<b>1,32</b>	<b>0,104</b>	<b>39,9</b>	<b>12787</b>
--------------	----------------	--------------	--------------	-------------	----------------	-------------	--------------	-------------	--------------

Tabla III Resultados durante abril del 2006 en la compensación de los flujos mineros de abasto a la planta metalúrgica con menas pobres y ricas en Níquel durante el trasiego por los depósitos.

<b>Magnitud de la compensación</b>	<b>Masa (t)</b>	<b>Ni (%)</b>	<b>Co (%)</b>	<b>Fe (%)</b>	<b>% Casos</b>
Menas Pobres al 25% de trasiego	5420	0.80	0.088	41.6	7.4
Menas Pobres al 100% de trasiego	15540	0.80	0.088	41.6	29.4
Menas Ricas al 25% de trasiego	5780	1.69	0.131	40.8	7.0
Menas Ricas al 100% de trasiego	14700	1.69	0.131	40.8	27.5
Menas Ricas y Pobres al 25%	11200	1.26	0.111	41.2	14.4
Menas Ricas y Pobres al 100%	30240	1.23	0.109	41.2	56.9

Tabla IV Resultados durante mayo del 2006 en la compensación de los flujos mineros de abasto a la planta metalúrgica con menas pobres y ricas en Níquel durante el trasiego por los depósitos.

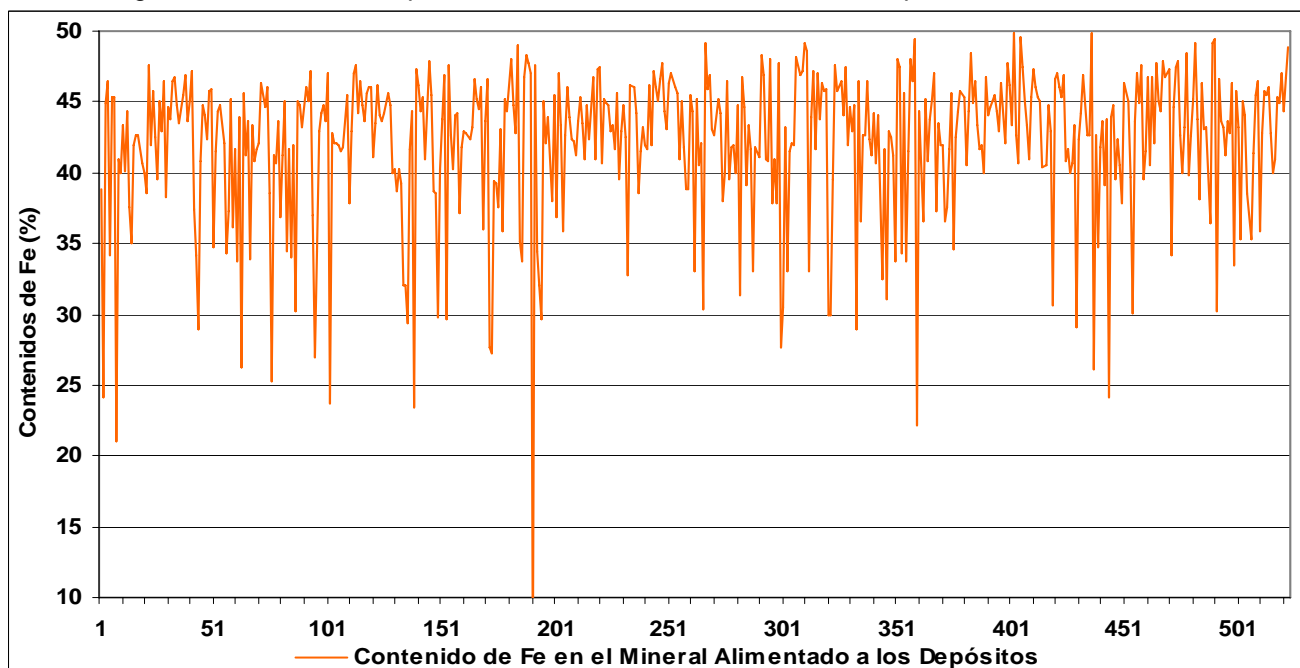
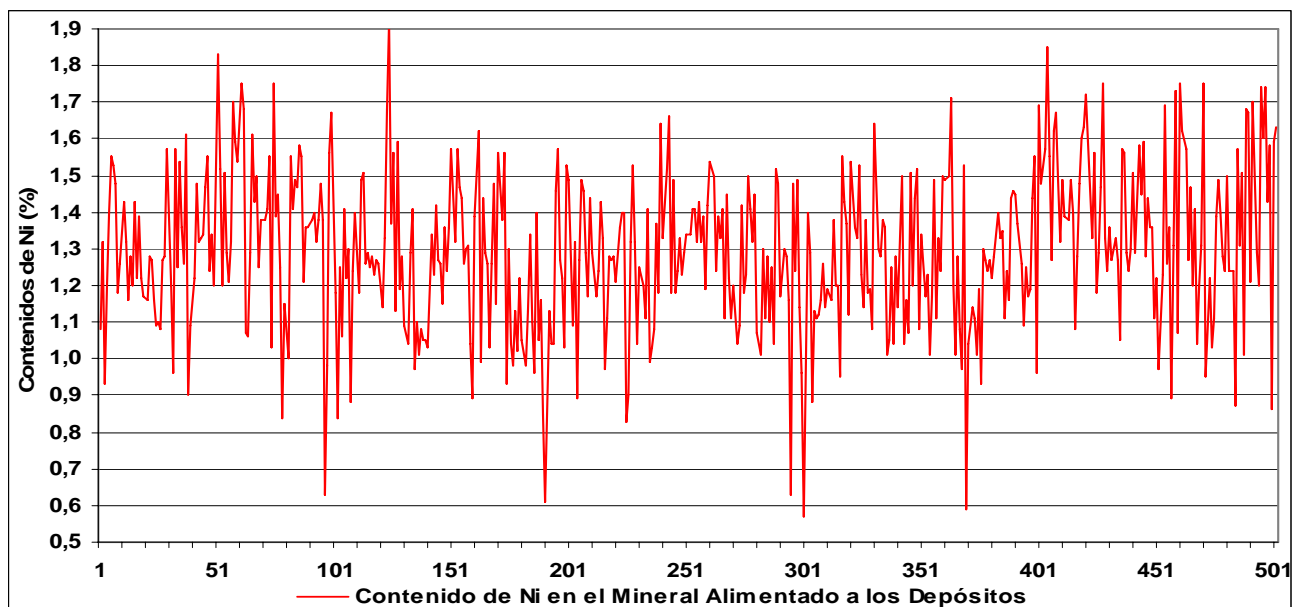
<b>Magnitud de la compensación</b>	<b>Masa (t)</b>	<b>Ni (%)</b>	<b>Co (%)</b>	<b>Fe (%)</b>	<b>% Casos</b>
Menas Pobres al 25% de trasiego	7600	0.89	0.129	43.5	11.1
Menas Pobres al 100% de trasiego	24360	0.89	0.129	43.5	42.8
Menas Ricas al 25% de trasiego	4640	1.70	0.107	35.8	5.9
Menas Ricas al 100% de trasiego	13020	1.70	0.107	35.8	23.4
Menas Ricas y Pobres al 25%	12240	1.20	0.121	40.6	17.0
Menas Ricas y Pobres al 100%	37380	1.17	0.121	40.8	66.2

Tabla V Potencial de compensación de los flujos mineros de evacuación de los depósitos durante el abasto a la planta metalúrgica en los meses de abril y mayo del 2006.

<b>Magnitud de la compensación</b>	<b>Masa (t)</b>	<b>Ni (%)</b>	<b>Co (%)</b>	<b>Fe (%)</b>	<b>% Casos</b>
Suma de Ambos Meses al 25%	23440	1.23	0.116	40.1	15.7
Suma de Ambos Meses al 100%	67620	1.20	0.115	40.1	61.5
Valor Medio Mensual al 25%	11720	1.23	0.116	40.1	15.7
Valor Medio Mensual al 100%	33810	1.20	0.115	40.1	61.5
Valor Medio Anual al 25%	140640	1.24	0.114	39.8	14.6
Valor Medio Anual al 100%	405720	1.21	0.111	39.2	57.5

De mantenerse el muestreo minero y el manejo de minerales a través de los depósitos durante todo el año, a los ritmos de los meses de abril y mayo del 2006, se podrían recuperar más de 140 mil toneladas de minerales extremos, pobres y ricos en níquel, con una adecuada compensación de su calidad. En la tabla V se exponen los estimados para el trasiego a través de los depósitos todos los minerales extraídos entonces se podrían recuperar sin detrimento de la calidad final de la mezcla más de 405 mil toneladas de menas que actualmente se pierden por no cumplir puntualmente con las exigencias de calidad del proceso fabril.

Los elevados niveles de variabilidad de la calidad en los flujos de menas que abastecen a los depósitos mineros se caracterizan por valores muy bajos de homogeneización en su calidad general. En las Figuras 1 y 2 se muestra la alta y amplia frecuencia de las oscilaciones de los contenidos de hierro y níquel en estos flujos de alimentación.



En la tabla VI se puede apreciar numéricamente en por cientos la desigual y distribución de la calidad del mineral en los flujos de abasto a los depósitos mineros. Donde el 49 por ciento de los lotes del mes de abril los contenidos de níquel abastecido a depósitos tenían contenidos extremos, mientras mayo el 43 por ciento de los casos presentaban valores extremos en los contenidos de hierro.

Tabla VI. Variabilidad extrema en la distribución de los contenidos del mineral que se abastece a los depósitos mineros, con los datos de los meses de abril y mayo del 2006.

Muestras en el Mineral de Abasto, en Abril			Muestras en el Mineral de Abasto, en Mayo		
Contenidos de Ni (%)	Frecuencia	Porcentaje	Contenidos de Fe (%)	Frecuencia	Porcentaje



Ni menor de 1.1	93	19	Fe menor de 35	59	11
Ni entre 1.1 y 1.4	258	51	Fe entre 35 y 45	300	57
Ni mayor de 1.4	151	30	Fe mayor de 45	164	32
Todos los casos de Ni	502	100	Todos los casos de Fe	523	100

## DISCUSIÓN

El grado de homogeneización de los flujos de alimentación a los depósitos en los meses de abril y mayo fue en extremo bajo, oscilando el valor medio para Hierro, Níquel y Cobalto entre -2 y 0.1 grados. La Tabla VII muestra por valores del grado de homogeneización de los flujos de menas que se abastecen y evacuan de los depósitos mineros. En ella se puede apreciar que los niveles de homogeneización en el mineral de evacuación aumentaron 80 grados en el mes de abril y 76 grados en el mes de mayo.

En la tabla VIII se muestra la estabilidad alcanzada en la calidad del mineral en los flujos de evacuación desde los depósitos mineros hacia la planta metalúrgica. Así tenemos que en el mes de abril el 93 por ciento de los turnos acotaron sus contenidos de níquel en rangos tolerables para las operaciones de mezclado en las tolvas de la planta de preparación de mineral, mientras en el mes de mayo el 100% de los casos redujo su rango de variación para los contenidos de hierro.

Tabla VII Niveles de homogeneización de los flujos de abasto y evacuación en los depósitos.

Flujos tecnológicos	Níquel (grados)	Cobalto (grados)	Hierro (grados)	Total (grados)
Alimentado en Abril del 2006	-55,0	67,0	-18,1	-2.0
Alimentado en Mayo del 2006	-55,8	65,1	-8,9	0.1
Evacuado en Abril del 2006	85,4	64,9	84,4	78.3
Evacuado en Mayo del 2006	83,1	66,7	79,6	76.5

Tabla VIII. Amortiguación de las oscilaciones los contenidos de Hierro y Níquel en el mineral evacuado desde los depósitos mineros en los meses de abril y mayo del 2006.

Muestras en el Mineral de Evacuado, en Abril			Muestras en el Mineral de Evacuado, en Mayo		
Contenidos de Ni (%)	Frecuencia	Porcentaje	Contenidos de Fe (%)	Frecuencia	Porcentaje
Ni menor de 1.1	1	3	Fe menor de 35	0	0
Ni entre 1.1 y 1.4	31	93	Fe entre 35 y 45	38	100
Ni mayor de 1.4	2	6	Fe mayor de 45	0	0
Todos los casos de Ni	34	100	Todos los casos de Fe	38	100

En la figura 3 se muestra las oscilaciones de los contenidos de níquel en los meses de abril y mayo del 2006. Se pueden observar una considerable amortiguación de los valores extremos, los cuales prácticamente no exceden en su límite superior los 1.4 % de níquel en ambos meses y en la casi totalidad de los casos son superiores al 1.1%.

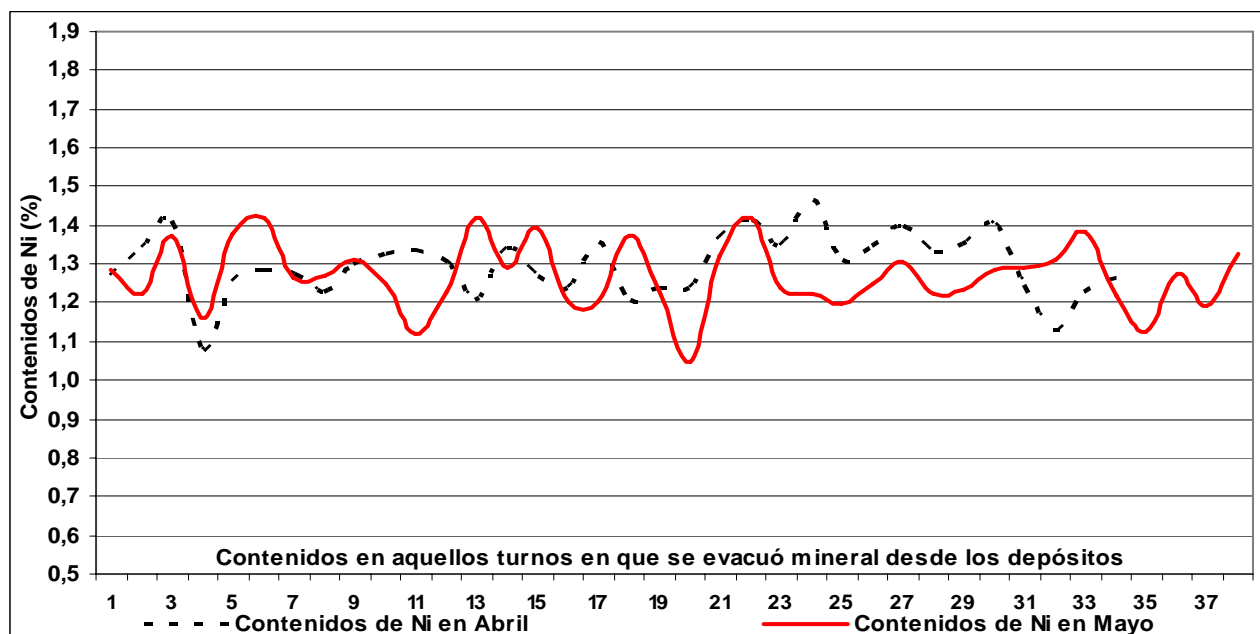


Fig. 3 Contenidos de Níquel en el mineral evacuado desde los depósitos en abril y mayo del 2006.

La significativa compensación y estabilidad de los flujos de mena, en particular de los contenidos de hierro y níquel, en el mineral trasegado por los depósitos mineros se puede apreciar mejor, sí se comparan los gráficos de las figuras 1 y 2, del proceso de abasto a depósito, con las figuras 3 y 4 del proceso de evacuación.

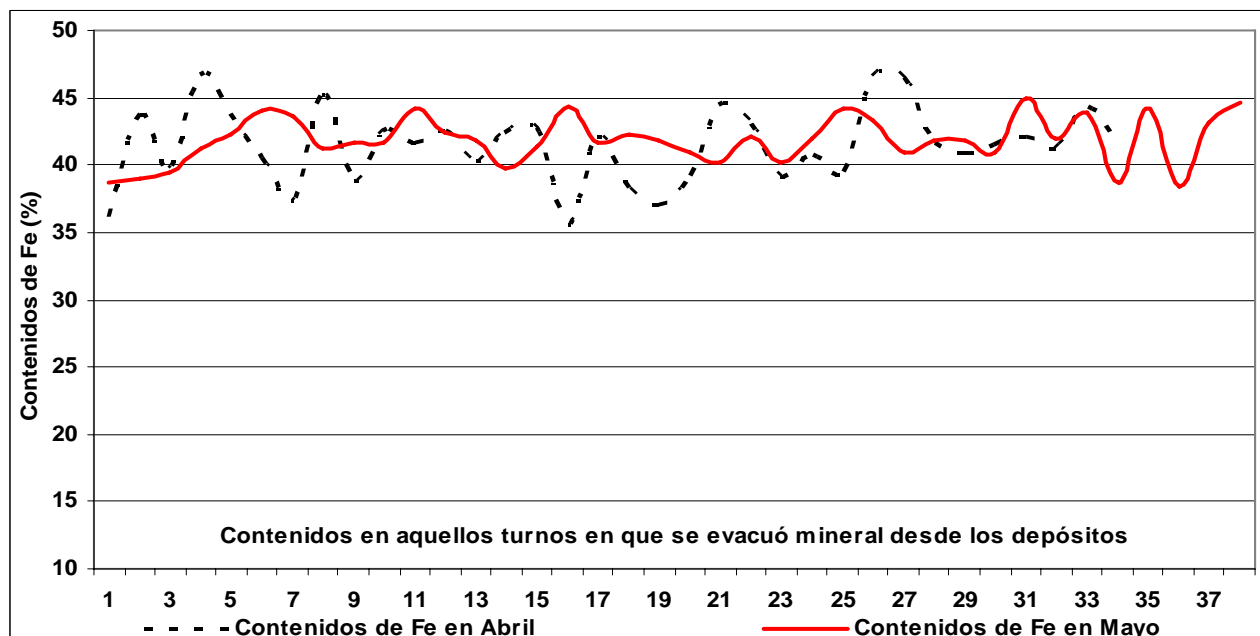


Fig. 4 Contenidos de Hierro en el mineral evacuado desde los depósitos en abril y mayo del 2006.

## CONCLUSIONES

- La homogeneidad de los flujos de menas que se extraen de los frentes de arranque y se abastecen a los depósitos de estabilización o directamente a la planta de preparación de mineral es nula o negativa.
- La implementación del sistema de muestreo operativo en la Mina de la ECG desde junio del 2004 hasta la fecha ha permitido desarrollar una minería más dinámica para aumentar alrededor del 25% la realización de mezclas selectivas y compensatorias.
- Durante el trasiego de los minerales a través de los depósitos mineros se han logrado niveles de homogeneización en el orden de los 60-85 grados. Específicamente en los meses de abril y mayo se lograron, respectivamente 78 y 76 grados de homogeneización entre los flujos de entrada y salida de los depósitos.
- Con el trasiego por los depósitos mineros se recuperaron, entre abril y mayo del 2006, más de 23 mil toneladas de minerales de calidades extremas. Entonces para un trasiego anual de toda la masa minera se recuperarían más de 405 mil toneladas de minerales, las cuales representarían 4900 toneladas de níquel alimentado a la fábrica, equivalentes a una producción superior a 3430 toneladas, las cuales en el mercado actual tienen un valor superior a los 100 millones de dólares.
- Al margen de la utilidad económica inmediata que generaría la utilización de la tecnología de muestreo y operación en depósitos de estabilización con o sin secado solar, existe una ganancia estratégica con la maximización de los recursos naturales no renovables disponibles como materia prima para el abasto durante mayor número de años a la planta metalúrgica y la reducción anual del área boscosa deforestada en 5.5 Hectáreas.

## RECOMENDACIONES

- Completar la aplicación de las operaciones en los depósitos de estabilización de la calidad en la Empresa Comandante Ernesto Che Guevara hasta que se monitoree y trasiegue toda la masa mineral extraída a través de ellos.
- Comenzar la implementación de esta tecnología en la Empresa Comandante René Ramos Latour y en la Moa Nickel SA, según las especificidad de los minerales, el proceso de beneficio y metalúrgico.
- Agregar a las operaciones actuales en los depósitos el secado solar en ambas empresas, lo cual significaría ahorro de combustibles por más de 100 mil toneladas anuales de petróleo, equivalentes a más de 36 Millones de dólares o semejante a dejar de emanar cientos de millones de metros cúbicos de gases y aerosoles, productos de la combustión, a la atmósfera cada año.

## AGRADECIMIENTOS

Agradecemos la constancia y ayuda técnico-profesional de la dirección de la Unida Básica Minera de la ECECG en particular Alfredo Donatién Carbonell, Director; Nicolás Batista Castro, Jefe de Producción; Arturo Arderi García, Jefe del Dpto de Geología y Control de la Calidad; Antonio Cutiño Jiménez, Jefe del Dpto. Técnica; a los especialistas Lázaro Fernández Martínez, Flor A. Bove Villa, Caridad Reynosa Hernández, Alberto Heat Luis, Maria I. Garcia de la Cruz, Antonio Perdomo Suarez, Ramón Tellez Pérez, Caridad Reynosa Hernández y otros muchos trabajadores de la mina.

Igualmente queremos agradecer a la dirección técnica y general de CUBANIQUEL por el respaldo y la integración de las partes, medios y recursos para alcanzar estos resultados, en particular a los especialistas Servando Coello de la Rosa, Juan Estevan Pedroso Collazo, Agustin Miranda, Alcides Reyes Camacho, a nuestro Director General, Ricardo González Sánchez y otros valiosos compañeros de la corporación.

A todos ustedes y a otros tantos, imposibles de mencionar aquí, Muchas Gracias!

## BIBLIOGRAFÍA

- Grupo de Secado Solar 2004-2006. Reporte diario del monitoreo minero y operación de los depósitos de estabilización. ECECG-CEINNIQ, Servicio Científico-Tecnológico 1239, Moa.
- Grupo de Secado Solar 2004-2006. Certificación mensual de los trabajos en el servicio científico-tecnológico 1239: "Monitoreo Minero y Operación de los Depósitos de Estabilización". ECECG-CEINNIQ, Servicio Científico-Tecnológico 1239, Moa.
- Estenoz S. M., N. Pérez, I. Ramírez et al, 2004. Secado solar y homogeneización de minerales a la intemperie en la industria cubana del níquel, Memorias del Evento CUBASOLAR-2006, Hanabanilla, Villa Clara.
- Estenoz S. M., A. Alderí, N. Batista, A. Donatién et al 2005. Resultados en la industria minera del secado solar y la homogeneización de minerales en pilas a la intemperie. Memorias en CD del Evento CIEMA'05, UO-CEEFE, Santiago de Cuba.
- Estenoz S., et al. 2005. El secado solar a la intemperie y la homogenización de perfiles lateríticos. Tecnologías por el desarrollo sostenible, Memorias del Evento: XXVI Convención Internacional de Minería, EXPOMIN-2005, Veracruz, México.
- Estenoz S., et al. 2006. La integración cultural y la popularización de las ciencias como actores del cambio para una minería sustentable, Memorias del Evento IV Jornadas por la Cultura Científica, La Habana, CITMA.
- Estenoz S, S. Azaharez y et al. 2006. Secado solar y aire de minerales y materiales a granel, Informe de cierre de proyecto 1243, CEINNIQ, Moa.

# DISEÑO DEL SISTEMA DE EXPLOTACIÓN PARA LA PRESA DE RECHAZO NUEVA UBICADA EN LA EMPRESA “COMANDANTE PEDRO SOTTO ALBA” MOA NICKEL S.A

**Ramón Polanco Almanza<sup>(1)</sup>, Yuneisy Guilarte Matos<sup>(2)</sup>**

(1) Empresa Pedro Sotto Alba. Moa Nickel S. A. Carretera del Puerto S/N, Moa, Holguín, Cuba. E-mail: rpolanco@moanickel.com.cu

(2) Instituto Superior Minero Metalúrgico “Dr. Antonio Núñez Jiménez”, Las Coloradas S/N, Moa Holguín, Cuba.

## RESUMEN

El diseño del Sistema de Explotación para el material laterítico depositado en la Presa de Rechazo Nueva de la Empresa Moa Nickel S.A. “Comandante Pedro Soto Alba”, proveniente de la Planta de Preparación de Pulpa de dicha entidad, que enmarca un área con una extensión total a 36 ha, se realiza con el objetivo fundamental de aprovechar los recursos y las reservas geológicas ubicadas en la misma, e incorporarlas a la minería. se realiza una caracterización general de la zona de estudio que abarca la estimación de sus reservas existentes, las características de formación del rechazo, geotécnica y sus propiedades físico-mecánicas. Se realiza además la evaluación de la susceptibilidad a los deslizamientos de los taludes de los bancos de explotación, se argumenta y se desarrolla el cálculo del factor de seguridad, realizado por el método de equilibrio límite de forma grafo-analítica, para 1, 2 y 3 metros de altura de banco y taludes de 45, 60, 75, y 90 grados y una breve evaluación del equipamiento actual para su explotación, se establecen los parámetros para el diseño del método de explotación y se realiza la valoración económica de la propuesta de diseño para determinar el costo de explotación.

## ABSTRACT

The research work details the design and proposal for the exploitation system of the lateritic ore stored at the New Serpentine Reject Pond Facility belonging to Moa Nickel S.A “Comandante Pedro Sotto Alba”. The reject is the result of the process that takes place in the Slurry Preparation Plant belonging to the previously mentioned company and covers a total area of 36 ha. The plan outlines utilizing the Resources and geological reserves found in the Serpentine Reject Pond Facility in order to incorporate the resources into to the process as part of the current mining operations. This research contains an overall characterization of the studied area including an estimate of the existing reserves, the formation characteristics of the reject material, and geo-technical and physical-mechanical properties. The investigation supports and develops calculations for a safety factor using the limit equilibrium method in a graphic- analytical manner for a bench height of 1, 2 and 3 meters and slopes of 45°, 60°, 75° and 90°, thus utilizing the existing equipment used for exploitation purposes. an exploitation system for the reject material is proposed for the Serpentine Reject Pond Facility. The proposal includes parameters that should be considered for the exploitation design method and the economics of the proposed design in order to determine the exploitation costs. Finally, the paper presents conclusions and recommendations, which are the result of the whole investigation process for future exploitation of the New Serpentine Reject Facility.

## INTRODUCCION

La minería es una actividad determinante en el desarrollo de la sociedad, según estimados, entre los recursos naturales utilizados para la satisfacción de las necesidades de la sociedad, los minerales ocupan el ochenta por ciento. Entre los diversos tipos de actividad que realiza el hombre, las relacionadas con la extracción y uso de los recursos minerales poseen un significado de primer orden, sobre todo, en esta época de revolución científico – técnica, el laboreo de las entrañas de la tierra es una actividad económica básica de la sociedad y por eso no es casual que se refleje en la periodización de la historia antigua: edad de piedra, de bronce y de hierro.

Actualmente la industria del Níquel en nuestro país está llevando a cabo un amplio proceso inversionista y de ampliación, del que forma parte la Empresa “Comandante Pedro Sotelo Alba” Moa Nickel S.A. que trabaja en la expansión de su producción hasta 49 000 t sulfuro de Ni+Co, para lo cual debe enviar a proceso alrededor de  $5 \times 10^6$  t de materia prima mineral cada año.

La explotación del material vertido en la presa de rechazo nueva, es de primordial importancia para esta Entidad Minera debido al incremento de reservas geológicas con características que hacen factible su procesamiento metalúrgico.

La instalación de la planta de preparación de pulpa durante mucho tiempo funcionó sin incremento de su capacidad instalada, al mismo tiempo que la fábrica ampliaba su capacidad con un tren más de lixiviación (1995-1997) y con producciones por encima de su capacidad de diseño (24 000 t). Esto, unido al empeoramiento de su estado técnico y bajo control de su funcionamiento, así como a la abundancia de conglomerados arcillosos de limonita en la alimentación de mineral minado, condujo al incremento del nivel de rechazo y pérdidas de mineral en forma sensible ya desde 1995-1997 en que resultó ser mayor que en los periodos anteriores.

La solución de este problema consistía en la construcción de una nueva Planta de Pulpa en el Yacimiento Moa Oriental en el año 2003, esta fecha ha sido postergada en varias ocasiones, conllevando la necesidad de inversiones en la Planta de Pulpa actual con el objetivo de aumentar su eficiencia para disminuir el volumen de rechazo.

Los volúmenes históricos de rechazos en la Planta de Preparación de Pulpa han sido de alrededor de 22%, pero la situación ha empeorado en el último lustro, por lo que la Oficina Nacional de Recursos Minerales (ONRM) de forma consistente ha señalado en sus inspecciones anuales que los minerales de limonita rechazados por la Planta de Preparación de Pulpa de Moa Nickel han representado una pérdida significativa de un recurso mineral no renovable y sugirió el análisis de la factibilidad de su explotación.

Durante el año 2001, hasta finales de agosto, el rechazo fue superior al 29% con una productividad diaria promedio de mineral de 9980 toneladas, por lo que se realizaron algunas modificaciones durante 2002-2003 a la actual Planta de Preparación de Pulpa para disminuir el porcentaje de rechazo con la instalación de un circuito de rechazo en la actual Planta de Preparación de pulpa que incluiría un cilindro lavador, transportador alimentador, una bomba para pulpa, un circuito adicional de cribas y un transportador de descarga.

Estas modificaciones contribuyeron a que durante el año 2003 la eficiencia fuera elevándose mensualmente.

La economía para un circuito de recuperación de rechazo se basa en la mejora de la recuperación general de los conglomerados arcillosos de limonita en la alimentación de mineral minado a la planta



desde un 82% hasta un nivel estimado de 95%. Esto corresponde a una reducción anual de la cantidad de mineral minado requerido para lograr una producción de Ni+Co de 32 000 t/a.

Durante los años 2003-2004 se evaluó el rechazo de las presas existente en las cercanías de la planta de preparación de pulpa con resultados positivos para su aprovechamiento industrial, disponiéndose de las condiciones y vías de solución para el reprocesamiento del mineral de las Presas de Rechazos.

El **Objetivo** fundamental de este trabajo es diseñar el Sistema de Explotación para la extracción de las reservas minerales vertidas en la Presa de Rechazo Nueva de la Empresa "Comandante Pedro Soto" Alba Moa Nickel S.A.

## Caracterización y estimación de recursos de la Presa de Rechazo Nueva

### Ubicación General de los Trabajos

El área de estudio se encuentra ubicada al Sur del municipio Moa, provincia Holguín.

Definida por el área donde se encuentra depositado el material de rechazo proveniente de la Planta de Preparación de Pulpa de la Empresa Moa Níkel S.A. Comandante Pedro Soto Alba. (Ver Anexo No.1).

El área de reconocimiento está enmarcada en una extensión total de 294.26 ha, donde se vertió el material no utilizado por la Planta de Preparación de Pulpa antes de la Empresa Mixta Moa Níkel S.A. y posterior a la formación de esta. Estas áreas se localizan entre los vértices de coordenadas Lambert, del sistema de coordenadas Cuba Sur que se muestran en la Tabla No.1. y Figura No. 1. (Colectivo de autores ,2004).

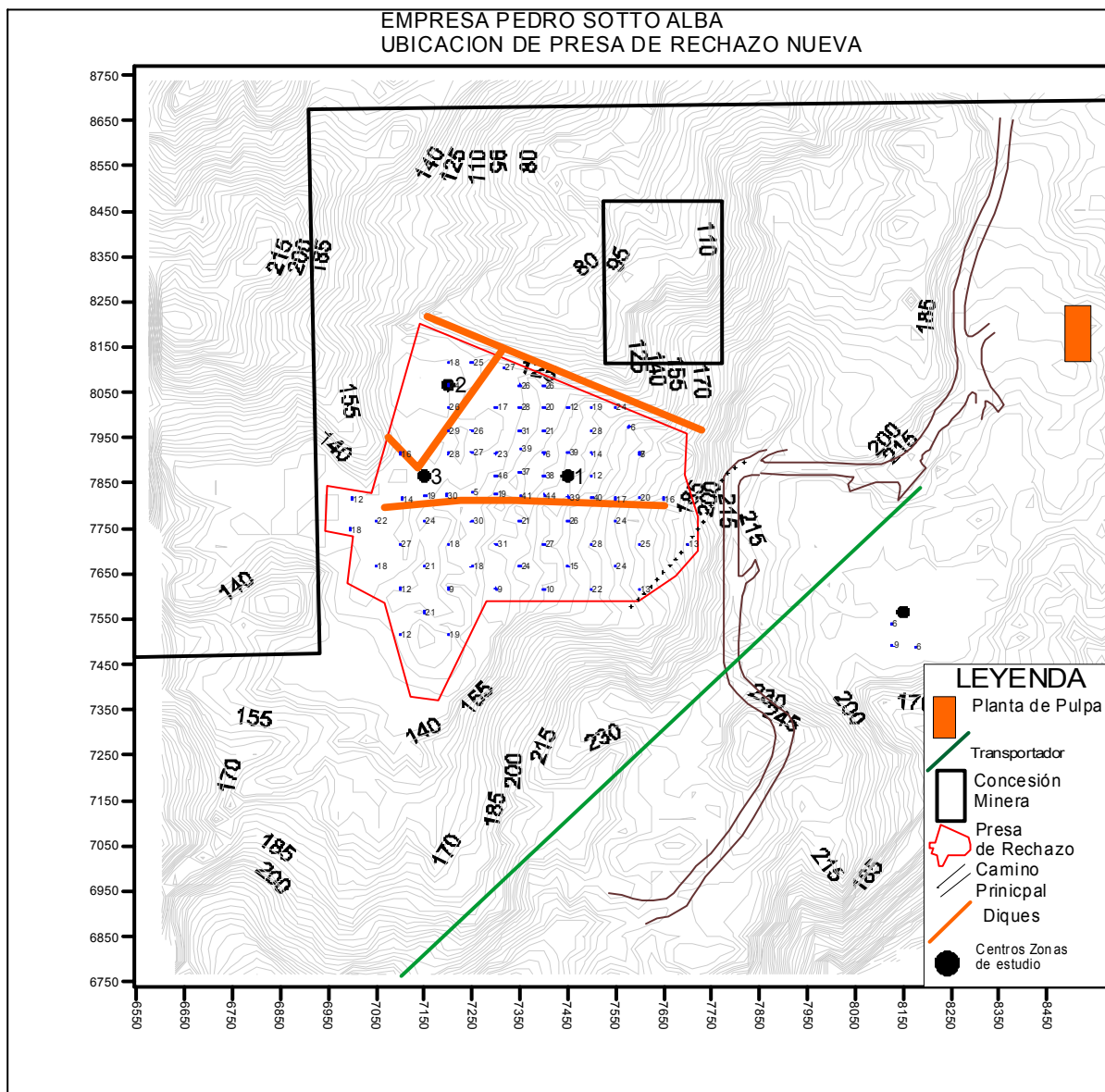
**Tabla No.1**

Vértices del área de Investigación

VÉRTICE S	Coordenadas Nacionales		Coordenadas Locales	
	X(m)	Y(m)	X Local (m)	Y Local (m)
I	694480	219150	6910	8675
II	696624	219171	9054	8696
III	696624	217788	9054	7313
IV	694480	217788	6010	7313
I	694480	219150	6910	8675

En la presa de Rechazo Nueva el material fue depositado sobre el relieve original "In situ", correspondiente a cortezas de gabro, no perspectivas para las exploraciones geológicas. Se debe destacar que con anterioridad se realizó la construcción de un sistema de drenaje de las aguas vertidas dentro del área, que en la actualidad está cubierto por el material de rechazo por haber sobrepasado la capacidad inicial de diseño de almacenaje de este material. Colateralmente se han realizado ampliaciones al dique de contención actual y se construyó un nuevo sistema de drenaje de las aguas, ampliando así su capacidad de almacenaje.

**Figura No.1.** Ubicación General de los Trabajos. Presa de Rechazo Nueva.



### Relieve de la zona de estudio

El relieve de la región de Moa es montañoso y pertenece a la Sierra Nipe – Cristal – Baracoa, el área de estudio posee un relieve artificial, con cotas que varían desde 179,3 hasta 206,3 m. s. n. m (Metros Sobre el nivel del mar) con pendiente suave este – noroeste. En la foto número 1 que se

*SEGUNDA CONVENCION CUBANA DE CIENCIAS DE LA TIERRA, GEOCIENCIAS '2007.*  
*Memorias en CD-Rom, La Habana, 20-23 de Marzo de 2007*

muestra a continuación se observa el relieve predominante y el dique que sirve de barrera al material vertido a este depósito. (Colectivo de autores, 2004.)

### **Valoración de las condiciones hidrogeológicas**

Durante la ejecución de los trabajos geofísicos en la presa, parte considerable de ella estaba inundada, al continuar recibiendo de forma continua aportes de agua. En los perfiles de interpretación presentados por la Empresa Geominera de Oriente se refleja que el nivel freático, por lo general está situado muy cerca de la superficie, el material está muy húmedo.

En la Presa de Rechazo Nueva la profundidad del nivel freático oscila entre 0,5 a 5,1 m teniendo una profundidad media de 2,28 m.

El nivel freático en esta presa está muy relacionado con el aporte de agua que reciba, por lo tanto su evaluación debe realizarse en el momento en que su conocimiento sea necesario por la influencia que pueda tener en los trabajos que se planifiquen ejecutar por que en estos momentos no se está vertiendo material.

### **Formación de los depósitos de rechazo y descripción de las etapas de formación de la Pulpa Producto y el material de rechazo.**

La planta de Preparación de Pulpa de la Empresa “Comandante Pedro Sotelo Alba” Moa Níckel S.A comenzó su funcionamiento entre los años 1958-1959, con una capacidad de diseño de 522 t/h y destinada a preparar en forma de pulpa los minerales provenientes de los diferentes yacimientos en explotación, generando hasta un 10 % de rechazo. El producto final de esta planta consiste en una mezcla de mineral con adición de agua entre 75 % y 78 %, con una granulometría por debajo de 20 mesh, Esta pulpa es enviada hacia la fábrica utilizando un Pulpo que por diferencia de altura, drena por la acción de gravedad hasta los tanques de espesadores que se encuentran a una distancia lineal aproximada de 3500 metros.

Los yacimientos minerales en su constitución presentan diferentes fracciones granulométricas de las cuales solo la fracción (– 20) mesh es la aprovechable al proceso, las fracciones superiores a 20 mesh se generan en el proceso de la planta como material de rechazo, mezcladas con un porcentaje de fracción de –20 mesh que varía en dependencia de la eficiencia de la Planta de Preparación de Pulpa.

El material de rechazo vertido se encuentra en dos áreas ubicadas en las proximidades de la planta. La primera área denominada “Presa de Rechazo Vieja”, corresponde al primer período de procesamiento de la planta aproximadamente entre los años 1958-1972, formada en su mayor parte por la mezcla de minerales de los yacimientos de Zona “B”, Atlántico y los diferentes cuerpos de Yamanigüey que se encontraban en explotación.

En la década del setenta, producto de la limitada capacidad de almacenaje de esta presa de rechazo, se construye la presa actual denominada “Presa de Rechazo Nueva”, constituida en su mayor parte por la mezcla de mineral de los yacimientos de Atlántico, Yamanigüey, Zona Sur, Zona Pronóstico, Zona “A” y en menor grado Moa Oriental y el bloque P-46 del yacimiento Punta Gorda

En la primera etapa del proceso en la Planta de Preparación de Pulpa se genera un volumen de rechazo de fracción rocosa, estos se acumulan en la parte posterior de la planta, que según mediciones realizadas hasta el momento solo representa el 0.69 % del volumen de mineral alimentado a Planta de Pulpa. Este tipo de rechazo en ocasiones se encuentra mezclado con mineral, donde más del 98 % corresponde a material rocoso.(Sánchez D., 2002)

## **Caracterización Geotécnica y propiedades físico – mecánicas del material**

El material de rechazo que se acumula en esta presa se presenta uniforme en cuanto a una secuencia granulométrica que permite separar en estratos los materiales diferentes de forma definida. Ello es producto, de los diversos caminos que sigue el flujo de agua y sedimentos con rechazo provenientes de la planta de pulpa. La pequeña diferenciación granulométrica se presenta no solamente en su rumbo sino además en todo el perfil del material depositado y en toda el área del embalse que consiste en las mezclas de material arcilloso y limoso con perdigones y fragmentos de rocas serpentínicas de dimensiones promedios de entre 1 – 3 cm., pero ello no influye en el comportamiento granulométrico general que presenta el embalse.

Desde el punto de vista geotécnico los enlaces estructurales entre las partículas del material de rechazo depositado en la presa no han podido formarse durante el tiempo en que se ha estado vertiendo rechazo ya que esto es un proceso de muchos años, por lo que podemos decir que es un material poco cohesivo, de enlace muy débil con sus partículas componentes y ángulo de fricción interno es muy bajo, por lo que desde el punto de vista geotécnico es un material muy inestable. (Geominera de Oriente, Mayo 2003.)

## **Estimación de recursos de la presa de rechazo nueva**

La estimación de los recursos de mineral de tipo LB y SB establecidos en el material de la presa de rechazo se realizó por el método del bloque geológico subtendido por el perímetro del área de la presa de rechazo. Este es un método geométrico con efectividad probada en la práctica de la prospección geológica. (Ver Anexo No. 7 y No.8). El área de la presa fue medida por digitalización de su perímetro, observando la tolerancia condicionada por el paso y geometría de la red de perforación para la extrapolación más allá de los pozos periféricos, siendo de 305 154.7 m<sup>2</sup> y (perímetro de 2 330.86 m. Esta área fue repartida por igual entre los pozos correspondientes, o sea: 76 pozos perforados, 4 015.2 m<sup>2</sup>/pozo, obteniéndose una integración geométrica espacial prismática en que la altura de cada prisma es la potencia mineral descubierta por el pozo de perforación, y el área de la base las indicadas por pozo para cada presa en cuestión. (Hurra J., de la Guardia W. Romero A., 2002)

## **Estimación de Recursos limitados para la Empresa “Comandante Pedro Sotto Alba” Moa Níckel S.A.**

Considerando que Moa Nickel solo tiene el derecho de utilizar los Recursos depositados a partir del inicio de la empresa mixta. Se valoró que el mineral de rechazo acumulado desde el inicio de la empresa mixta, se estima que representa el 53 % del Total de Recursos depositados dentro de la Presa de Rechazo Nueva.

Moa Nickel estimó que 4.0 millones del Total de Recursos depositados corresponden al 53 %, dentro de ese total se estima como Recursos útiles (-20 mesh) 2.8 millones.

Tomando como base la división de la Presa Nueva en dos sectores como se propone, se realizó la estimación de los Recursos Totales y los Recursos útiles (-20 msh) para cada sector.

En la información que se recibió de Knigh Piesold no se incluye el sector que define estos sectores, por lo que Moa Nickel realizó una estimación de estos como se muestra en el plano anexo. (Figura No. 2)

**Tabla No.2:** Resultados de la Estimación de los Recursos Minerales de la Presa. Método del Bloque Geológico.

Parámetros	MENAS	
	LB	SB
<b>Pv</b>	1.18	1.06
<b>Fe</b>	43,52	29,57
<b>Ni</b>	1.22	1.35
<b>Co</b>	0.122	0.135
<b>Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	10.55	10.94
<b>SiO<sub>2</sub></b>	6.05	18.23
<b>Mg</b>	1.58	6.38
<b>MnO</b>	1.00	1.08
<b>Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	2.39	1.96
<b>PET</b>	6.00	—
<b>PMT</b>	1664.10	260
<b>PM</b>	21.89	0.65
<b>TM</b>	7413039.3	10222.8
<b>VM</b>	6681694.3	10439.6
<b>TM&lt;20m</b>	5811081.51	—

**SIMBOLOGIA:**

**PET**=Potencia Total de Escombros (m)

**PMT**=Potencia Total de Mena (m)

**TM**= Tonelaje de Mineral (t)

**VM**= Volumen de Mineral (m<sup>3</sup>)

**TM <20**= Tonelaje de Mineral con Granulometría <20 Mallas

**LB**= Mineral laterítico de balance

**SB**= Mineral serpentínico de balance

Los contenidos están expresados en porcentaje (%) y el peso volumétrico (**Pv**) en (t/m<sup>3</sup>).

Según sugerencias de Knight Piesold la Presa de Rechazo Nueva fue dividida en dos sectores o Dominios (Ver Figura No.1). Se realizaron los cálculos de las reservas en ambas zonas bajo diferentes criterios (Ver Tabla No. 3):

- Reservas de las zonas hasta el fondo del cuerpo de la presa

Reservas en la Zona Este hasta el nivel 121, que corresponde con el 53% de las reservas totales de la Presa Nueva, que es lo vertido a partir del surgimiento de la Compañía. (Hurra J., de la Guardia W. Romero A., 2002)

**Tabla**  
Cálculos  
Reservas

PARÁMETROS	SECTOR ESTE	SECTOR OESTE	SECTOR ESTE HASTA NIVEL 121
<b>Reservas</b>	4,955,718	2,575,078	3,947,945
<b>%Ni</b>	1.22	1.19	1.21
<b>%Fe</b>	43.26	43.2	43.46
<b>%Co</b>	0.119	0.122	0.118
<b>%SiO<sub>2</sub></b>	6.34	6.36	6.27
<b>%Mg</b>	1.74	1.54	1.73
<b>%Mn</b>	0.77	0.79	0.76
<b>Sedimentación</b>	156	161	156
<b>Peso Volumétrico</b>	1.09	1.07	1.10

**No.3**  
de

efectuados en la Presa de Rechazo Nueva.

Inicialmente se estimó que hasta el nivel 125, correspondía al 53 % de los recursos depositados por Moa Nickel. Cuando se realiza la estimación de los recursos teniendo en cuenta los dos sectores definidos, el sector oeste mostró bajo volumen de recursos.

Dado que el sector Oeste es más complejo desde el punto de vista minero técnico y requiere de operaciones adicionales, además que los recursos hasta el nivel 125 es bajo, se determinó utilizar solo los recursos del sector Este, completando el 53 % de los Recursos Totales. Este porcentaje queda definido para el sector Este en el nivel 121.

El 53 % de los recursos de la Presa Rechazo Nueva es lo que corresponde a Moa Nickel. Debido a que la minería se va a limitar al sector Este el volumen de Recursos, que constituye el 53 %, o sea lo vertido por Moa Nickel, se logra minando hasta el nivel 121, los valores de estos Recursos se muestran en la (Tabla No. 4). (Hurra J., de la Guardia W. Romero A., 2002)

#### II.7.2 Estimación de Recursos Potenciales de la Presa de Rechazo Nueva.

En caso de que a Moa Nickel se le asignara el derecho de utilizar todos los recursos contenidos dentro de la Presa de Rechazo Nueva, se estima que el potencial de recursos a mover dentro de la Presa de Rechazo Nueva es de 7.6 millones de Recursos Totales que contienen 5.8 millones de Recursos útiles (-20 mesh). (Tabla No.4). (Hurra J., de la Guardia W. Romero A., 2002)

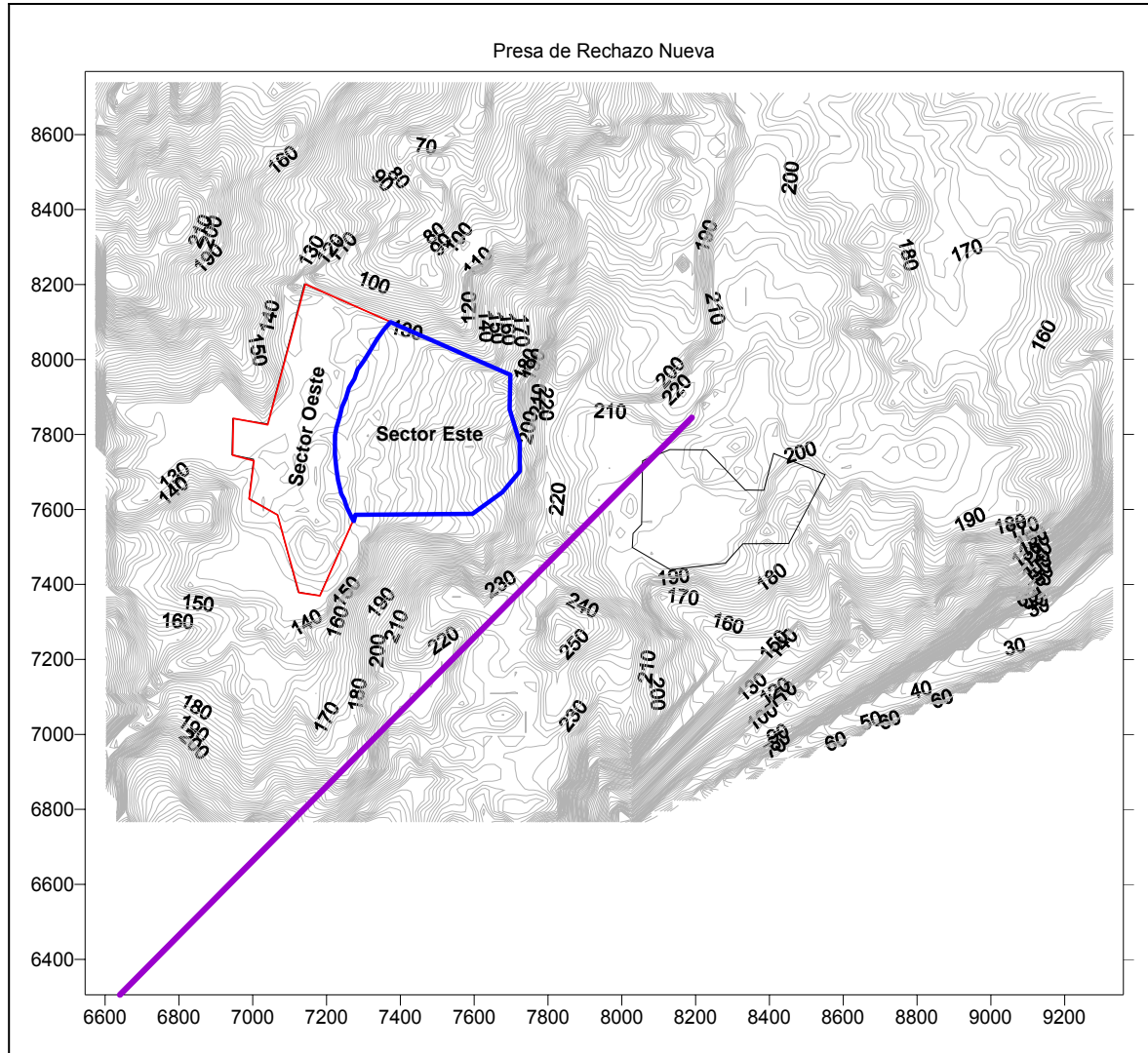
En la Tabla No.4 se muestra el potencial de recursos según la división de sectores. La división en sectores está basada en la variante asumida por Moa Nickel que se muestra en el plano de la Figura No.2.



**Tabla No. 4.** Estimación de Recursos Totales en los Sectores Este y Oeste de la Presa de Rechazo Nueva, hasta el nivel 121.

<b>Parámetros</b>	<b>Sector Este Total</b>	<b>Sector Este (-20 mesh)</b>	<b>Sector Oeste Total</b>	<b>Sector Oeste (-20 mesh)</b>
<b>Recursos</b>	4,955,700	3,467,400	2,655,500	2,318,200
<b>%Ni</b>		1.23		1.20
<b>%Fe</b>		43.4		43.4
<b>%Co</b>		0.12		0.12
<b>%SiO<sub>2</sub></b>		6.2		6.2
<b>%Mg</b>		1.7		1.5
<b>%Mn</b>		0.78		0.79
<b>%Al</b>		5.5		5.6
<b>Sedimentación</b>		155		161

**Figura No.2** División de la presa de rechazo en dos sectores o dominios.



## Evaluación de la susceptibilidad a los deslizamientos de los taludes de la Presa de Rechazo Nueva

### Introducción

La construcción de instalaciones y toda obra ingenieril en general, así como durante su periodo de explotación ubicadas en regiones o zonas de propagación o posible formación de deslizamiento

SEGUNDA CONVENCION CUBANA DE CIENCIAS DE LA TIERRA, GEOCIENCIAS '2007.  
 Memorias en CD-Rom, La Habana, 20-23 de Marzo de 2007

constituye un proceso complicado. La experiencia acumulada durante muchos siglos señala que los deslizamientos constituyen un fenómeno geológico amenazador y con frecuencia de grandes magnitudes en algunas regiones, los deslizamientos cambian de modo considerable el relieve de la superficie de la tierra, derriban los cultivos, alteran la estabilidad de las instalaciones, edificios, caminos, canales, ciudades entre otras instalaciones y obras, entre las que se incluyen las obras que se realizan para extraer de la corteza terrestre los minerales, tales como canteras y minas subterráneas, ambos afectan la estabilidad inicial, o sea el equilibrio del macizo rocoso y puede ocasionar en mayor o menor medida movimiento de masas de roca y suelo que pueden producir importantes pérdidas económicas y de vidas humanas.

El peligro de los fenómenos de deslizamiento consta no solo de las consecuencias que provocan, sino también de la propagación amplia y casi global. Estos fenómenos casi constantemente persiguen la actividad del hombre en las laderas y taludes y por eso la falta de estimación de algunas condiciones y circunstancias se pagan muy caras, por lo que enfatizamos su importancia desde la etapa de proyecto, como es el caso que se plantea.

### Mecanismo de debilitamiento de los taludes

Cada dislocación deslizante de las masas de rocas condiciona la destrucción del vertiente o talud. Sucede el efecto de la fuerza de gravedad y otras fuerzas y es posible solo en caso cuando los componentes de dislocación de la fuerza de gravedad superan la resistencia de las rocas en su conjunto o por la superficies existentes o potenciales o zonas de debilitamiento cuando resulta alterada la estabilidad, o el equilibrio límite de las masas de rocas, teniendo en cuenta estos principios de equilibrio límite de las masas de suelo es que se efectúa la evaluación de la susceptibilidad de los taludes a través de los cálculos del factor de seguridad, el equilibrio o estabilidad del talud están dado por la siguiente expresión:

$$\sum T = f \sum N + CL; \quad (1)$$

Donde:

$\sum T$ : es el componente sumario de la fuerza de gravedad P con tendencia a desplazarse la masa de roca cuesta abajo por el vertiente o talud.

$\sum N$ : es el componente sumario de la fuerza de gravedad P orientada normalmente a la superficie existente o supuesta de resbalamiento, con tendencia de retener las masas de rocas en el equilibrio.

$f$ : Coeficiente de fricción interna de las rocas por la superficie o en la zona de debilitamiento.

C: la adherencia o cohesión de las rocas por la superficie o en la zona de debilitamiento.

L: la longitud de la superficie existente o supuesta de resbalamiento.

Cuando este equilibrio queda alterado, resulta inevitable el desplazamiento lento o rápido de las masas de rocas. En este caso el coeficiente de su estabilidad será menos que 1, es decir,

$$1 > \eta = \frac{f \sum N + CL}{\sum T} \quad (2)$$

Donde  $\eta$  es el coeficiente de estabilidad igual a la relación de la resistencia sumaria a la dislocación por la superficie existente o supuesta de resbalamiento y la suma de esfuerzos de dislocación a lo largo de esta superficie.

En la zona de estudio es posible la alteración del equilibrio de los taludes debido a un gran número de factores tales como:

El debilitamiento de la resistencia del material a consecuencia del cambio de su estado físico, al humectar, hinchar, compactar, erosionar, alterar el estado de equilibrio.

La acción de las fuerzas hidrostáticas e hidrodinámicas sobre las rocas, que causan el desarrollo de deformaciones de filtración (erosión subterránea, abultamiento del suelo, transición al estado fuente, etc.).

Estas inestabilidades se producen a través de una superficie de resbalamiento que son los efectos exteriores: carga del vertiente o talud, así como los tramos adyacentes a sus bordes, las oscilaciones micro sísmicas y sísmicas, etc. Estos también son factores que inciden en la estabilidad futura de los bancos la Presa de Rechazo.

La superficie de resbalamiento, es un elemento obligatorio de la estructura del deslizamiento, la superficie por la cual sucede el desprendimiento de las masas deslizables y su resbalamiento. Los deslizamientos pueden tener una o varias superficies de resbalamiento, determinando por la complejidad de su estructura. Para proponer el método de explotación adecuado nos hemos propuesto determinar el factor de seguridad de los bancos y taludes que tendrá la explotación de la presa, por los métodos de equilibrio límite específicamente el método de las Dovelas con superficie cilíndrica redondas, ya que esto es un material que por sus propiedades físico mecánica de las rocas (como se argumenta en el Capítulo II) se considera un suelo.

### **Método de cálculo del Factor de seguridad de los taludes o bancos**

Para evaluar la susceptibilidad a los deslizamientos en los taludes de la Presa de Rechazo se tuvo en cuenta las causas de formación y condiciones que favorecen su desarrollo, función del estado de equilibrio de las rocas constituyente cada talud que posee cierta movilidad que se manifiesta en el relieve del tramo deslizable, en el cambio de su estructura interior y en la alteración de la estabilidad del terreno. Todo esto permite hacer la evaluación cualitativa y cuantitativa de la estabilidad de los taludes o bancos.

En este capítulo la tarea fundamental es la evaluación de la susceptibilidad a los deslizamientos, de los taludes o bancos de la Presa de Rechazo Nueva, perteneciente a la Empresa Minero- Metalúrgico Cdte. Pedro Soto Alba Moa Nickel S.A. Para ello se evalúa la estabilidad de los taludes usando el método grafo- analítico, según el principio mencionado anteriormente, construyendo los taludes a escala y calculando el factor de seguridad de cada talud o banco para diferentes alturas y ángulos del pie del talud, resultados indispensables para proponer el método de explotación a emplear. Usando:

Para el ángulo  $45^{\circ}$ : alturas de 1m, 2m, 3m.

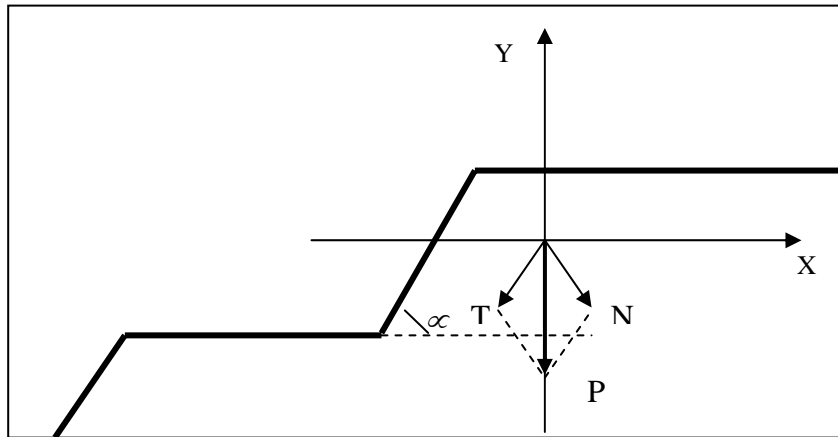
Para el ángulo  $60^{\circ}$ : alturas de 1m, 2m, 3m.

Para el ángulo  $75^{\circ}$ : alturas de 1m, 2m, 3m.

Para el ángulo  $90^{\circ}$ : alturas de 1m, 2m, 3m.

Para la realización de los cálculos se divide en dovelas toda la zona que es propensa a deslizarse, o sea que está dentro de la superficie de fallo. Estas dovelas poseen un diámetro de  $0.1R$ , donde  $R$  es el radio de curvatura, que se ubica de forma aleatoria y se mide gráficamente.

El factor de seguridad se determina, como se ha expresado anteriormente, mediante el equilibrio de fuerzas en la superficie de fallo, o sea, descomponiendo las fuerza de gravedad y calculando las resultantes normales y tangenciales a dicha superficie, para ello es necesario ubicar el centro de masa de cada dovela, donde se encuentra el peso de la misma, que no es más que:  $W = V \cdot \gamma$ ; siendo  $V$ , el volumen del material deslizado, que se determina como el producto del área por 1m de profundidad. Posteriormente con los valores del peso, se calculan las resultantes normales y tangenciales a dicha superficie de resbalamiento y con el empleo de la expresión Número 2 se calcula el factor de seguridad. Tabla No. 6. (Cartaya, P. M y Hernández, T. Y.)



**Figura No.3** Esquema de las fuerzas que actúan dentro de los límites del vertiente o talud.

**Tabla No.5** Factor de seguridad para diferentes taludes, ángulos, y alturas.

TALUD (#)	ANGULO (grados)	ALTURA (metros)	FACTOR DE SEGURIDAD( $\eta$ )
1	45	1	0.755
	60		1.009
	75		0.802
	90		0.768
2	45	2	1.001
	60		1.000
	75		0.260
	90		0.257
3	45	3	0.804
	60		0.982
	75		0.256
	90		0.260

De los resultados obtenidos del factor de seguridad se puede concluir que el mayor por ciento de los taludes se comportan inestables esto esta dado por las propiedades físico – mecánicas del material, ya que es un material muy saturado y poco cohesivo.

En el Anexo No.2- se muestran los esquemas y fórmulas que se utilizaron para la determinación del factor de seguridad.

En el Anexo No.3 se muestran los resultados de los diferentes parámetros para el cálculo del factor de seguridad para cada talud o banco según las particularidades de altura y ángulos planteadas y su dependencia.

### **Análisis de la estabilidad de los taludes durante el minado del material de rechazo**

Para el análisis de la estabilidad de los taludes que, producto del minado del rechazo, se establecen en el área de trabajo se ha tenido en cuenta el caso más general de talud cargado en su corona con el peso que proporciona la retroexcavadora Liebherr 964B (65 ton) (Ver Anexo No. 4), profundidad del manto freático según definen los informes de las perforaciones por zonas, las propiedades mecánicas determinadas por los ensayos, ángulos de talud casi verticales ( $71.5^\circ$  y  $76^\circ$ ), así como la acción sísmica definida para Moa con una aceleración de  $0.125g$ .

El cálculo de la estabilidad se efectuó a través del programa SLOPE/W versión 3 de la GEO-SLOPE Internacional Ltd., con esquema de corte de superficie circular de deslizamiento y usando los métodos ordinario y riguroso de Bishop así como el de Janbu. Se estudiaron todas las zonas obteniéndose los resultados que aparecen a continuación. Ver Tabla No.6.(Colectivo de autores, Geominera de Oriente, 2004)

**Tabla No.6** Factor de seguridad para diferentes zonas y propiedades.

ZONA	PROPIEDADES					FACTOR DE SEGURIDAD		
	H (m)	$\alpha$ ( $^\circ$ )	Cu (Kpa)	$\phi$ ( $^\circ$ )	$\gamma$ (KN/m <sup>3</sup> )	Sin sobrecarga y Sin sismo	Con sobrecarga y Sin sismo	Con sobrecarga y sismo
1	3	71.5	29	3	18.84	1.816	-	0.142
2	4	76	15	35	19	1.61	0.45	0.353
3	4	76	0	35	18.27	-	0.139	0.241

#### **Zona 1**

En esta zona se analizaron dos casos:

- Sin Sobrecarga. Sin sismo.
- Con Sobrecarga y Sismo.

Los resultados arrojados para el primer caso (Sin sobrecarga. Sin sismo) dan factores de seguridad estables. Cuando se le adiciona la carga producto de la retroexcavadora en la corona del talud además del sismo (Con sobrecarga y Sismo) los taludes se comportan en extremo inestables. Se hace evidente que en esta zona el minado con el equipo de análisis es inseguro.

#### **Zona 2**

Se analizaron tres casos:

- Sin Sobrecarga. Sin sismo.
- Con Sobrecarga y Sismo.
- Con Sobrecarga sin Sismo.

Para los tres casos los factores de seguridad se comportan muy inestables. En esta zona también resulta imposible el minado por la técnica tradicional usando la retroexcavadora de referencia.

#### **Zona 3**



Se analizaron dos casos:

- Con Sobrecarga sin Sismo.
- Con Sobrecarga con Sismo.

También estos dos casos, al igual que todos los anteriores, se presentan inseguros los factores de seguridad. De esta manera, cualquier operación de minado en esta zona es insegura. (Colectivo de autores, Geominera de Oriente, 2004)

Se hace evidente que el minado en estas condiciones no es posible y se hace necesario realizar un estudio particular para decidir la técnica y la tecnología a usar para el minado del rechazo con niveles de seguridad aceptables.

### **Análisis de la Capacidad Soportante en la Presa de Rechazo**

El equipamiento con que cuenta actualmente la planta para el minado material de esta presa consiste de excavadoras retroexcavadoras marca Liebherr serie 964B y valorando el equipamiento con que contaba anteriormente a parte de la retroexcavadoras marca Liebherr se utilizaba la excavadoras tipo Dragalina serie ESH 6/45, se realizara también una valoración para este caso. (Colectivo de autores, Geominera de Oriente, 2004)

El cálculo de los esfuerzos verticales que producen las mismas siguiendo el esquema de Boussinesq es el siguiente:

#### **Para retroexcavadora:**

Considerando que esta transmite una presión de contacto por cada una de sus esteras de  $96 \text{ KN/m}^2$  (con una distancia media centro a centro de cada estera de 3.2 m), los valores arrojados fueron de 41, 23 y  $16 \text{ KN/m}^2$  a las profundidades de 1, 2 y 3 m respectivamente.

Considerando el área total de las dos esteras como un rectángulo equivalente con la misma carga (65 t), que corresponde al caso más desfavorable de cálculo de los esfuerzos debidos a la carga impuesta producto de la gran área de apoyo (aun cuando la presión que se transmite es menor,  $36 \text{ KN/m}^2$ ), los valores de los esfuerzos arrojados son de 42, 31 y  $22 \text{ KN/m}^2$  a las mismas profundidades, lo que evidencia valores mayores que el caso de que se tuviera en cuenta superposición de efectos al considerar ambas esteras separadas a profundidades mayores que el ancho de las mismas (0.75 m).

#### **Para la dragalina:**

Se consideró una presión de contacto de  $77 \text{ KN/m}^2$  repartida uniformemente en un plato circular de 7 m de diámetro, arrojando valores de 75, 70 y  $55 \text{ KN/m}^2$  para las mismas profundidades. En este caso los esfuerzos transmitidos al rechazo resultan algo elevados y son el producto de la gran área de apoyo, lo cual hace que los esfuerzos se transmitan a una mayor profundidad.

Teniendo en cuenta lo anterior para la retroexcavadora y la dragalina, en el análisis de la capacidad de carga, se han considerado los datos de las propiedades mecánicas arrojados en cada zona usando el modelo de Terzaghi, teniendo en cuenta la presencia del equipo sobre esta superficie y usando un factor de seguridad de 3 contra la falla por estabilidad.

### **Zona 1**

#### **Para la retroexcavadora:**

Si se consideran áreas aparte de cada una de las esteras de 0.75 m de ancho, la capacidad soportante del rechazo, considerando esta en la superficie del terreno, es de  $54 \text{ KN/m}^2$  para los datos aportados por el Triaxial no drenado. Al comparar la presión actuante ( $96 \text{ KN/m}^2$ ) con las admisibles, estas últimas están por debajo lo cual indica que la retroexcavadora inducirá el fallo por capacidad de carga del rechazo y no podrá operar sobre el mismo.

Para el caso de considerar la carga de la retroexcavadora como un rectángulo equivalente, la presión sobre el rechazo se reduce a  $36 \text{ KN/m}^2$ , pero, aun así, la operación del equipo es insegura y deberá evitarse.

#### **Para la dragalina:**

La capacidad de carga del rechazo para este equipo, sobre esta zona, se mantiene igual que en el caso de la retroexcavadora, independientemente de los esquemas de ensayo usados (Triaxial o cortante directo), ya que, al arrojar valores bajos de los parámetros mecánicos  $c_u$  y  $\phi_u$ , no hay un incremento de la capacidad de carga aun con el incremento del área de apoyo de la dragalina.

#### **Zona 2**

En esta zona, teniendo en cuenta la resistencia al esfuerzo cortante arrojado por los ensayos de corte directo no drenado, se presenta favorable para el emplazamiento tanto de la retroexcavadora como para la dragalina. Presenta una alta capacidad soportante con altos pesos volumétricos y bajos valores de la humedad natural en comparación con otras zonas, aun cuando su saturación se presenta alta.

#### **Zona 3**

Si se considera como el caso más inseguro el esquema de corte directo del material de rechazo, la operación de ambos equipos no se presenta segura a largo plazo, pudiendo existir falla del mismo. Los valores arrojados por los ensayos triaxiales revelan valores más altos de la capacidad de carga, pero, teniendo en cuenta las posibles alteraciones que pudieran haber sufrido las muestras, es aconsejable seguir los datos del corte directo sin drenaje para esta zona.

### **Sistema de explotación para la Presa de Rechazo Nueva**

El sistema de explotación utilizado en la minería de los yacimientos lateríticos de la Empresa Comandante Pedro Sotto Alba Moa Nickel S.A se utilizó como variante base para la explotación del mineral ubicado en las presas de rechazo, además se analizaron las variantes de explotación a través de bombas de lodo, y de un sistema de transportadores móviles (métodos hidráulicos y métodos mecánicos) que descargaban al transportador principal denominado CO-8, la excavación en este caso se podía realizar con las excavadoras actuales o con otros modelos. Las dos últimas variantes se desecharon debido a los elevados costos capitales que implicaban su utilización; de operaciones en el primer caso y de las inversiones capitales en el segundo, por ejemplo: Excavadora de rotor-Transportador  $0,78\$/t$ , Excavadora-Transportador  $0,43\$/t$ .

Se tomó la decisión de analizar la posibilidad de utilización del equipamiento y del sistema de explotación actual variando los parámetros principales considerando las características del material depositado en la presa de rechazo. Que implicaría utilizando Excavadora- Camión articulado  $0,85\$/t$ . (Knight Piésold ,2004.)

#### **Fundamento del método de explotación seleccionado**

Las características de la presa expuestas al principio de este trabajo no permiten otro método que no sea a Cielo Abierto. En este caso considerando la potencia máxima del mineral de la presa que se concentra en su parte central y oscila entre 25 y 45 m y las características del equipamiento minero disponible, se decidió utilizar el sistema de explotación por bancos, utilizado ya en los últimos tiempos en la minería de la Empresa Comandante Pedro Sotto Alba Moa Nickel S.A.

Valorando las condiciones de estabilidad de los taludes de la presa de rechazo para determinar sus parámetros de explotación. El desarrollo de la minería en la presa de rechazo nueva, se realizará por frentes continuos a través de los bancos múltiples de este a oeste y en cada banco va a realizarse de sur a norte, en sentido a la pendiente del terreno, las excavadoras van a moverse de sur a norte y

viceversa. De tal forma que se aproveche cada vez más la distancia a los caminos de transporte del material dentro la presa. (Anexo No. 3).

Durante el trabajo con la retroexcavadora el talud de explotación tendrá un ángulo de 60°, considerando los resultados obtenidos del cálculo del Factor de seguridad, que para los ángulos de 45° y 60° y altura de 2m el talud se comporta estable. (Cartaya, P.M, Polanco, A. R. y Hernández, T.Y. 2005).

El talud de los bancos en su etapa de inactividad al final de la explotación del mismo será igual al talud de la etapa de explotación (60°) contrariamente a lo que sucede durante la extracción del mineral in situ, cuando estas magnitudes son diferentes. Otra diferencia de este sistema con el tradicional consiste en las bermas de seguridad entre bancos de explotación, que en este caso se tomarán de 4 m, considerando la erosión que debe ser mayor que en el mineral in situ.

### **Capacidad de producción de la Presa de rechazo nueva**

Las características físicas y químicas del material de rechazo acumulado en la Presa de Rechazo Nueva (granulometría y contenido de elementos nocivos) impide superar el 10% de la alimentación diaria a la Planta de pulpa, por ese motivo todos los cálculos se realizarán referidos a esta cifra.

La capacidad de producción está sujeta al cumplimiento de las necesidades de Níquel dosificado, en aras de obtener los contenidos de Níquel y Cobalto dentro de las especificaciones del proceso metalúrgico, así como de un aprovechamiento máximo de las capacidades de los equipos en el turno de trabajo. La explotación de la presa durará bajo estas condiciones 22 años debido a la cantidad de mineral que dispone. El tiempo de explotación puede variar en dependencia de la capacidad de producción que se planifique de acuerdo al por ciento de su alimentación para la planta de pulpa.

### **Cálculo de la cantidad de mineral a extraer para lograr las 33000 t de sulfuro de Ni+Co.**

$$V_p = \frac{Q_f}{(M_{pNi} + M_{pCO})/100 * EM * EP}$$

$$V_p = \frac{33\ 000}{(1.19 + 0.141)/100 * 0.85 * 0.9}$$

$$V_p = 3\ 070\ 388,66t$$

De este resultado se infiere que la alimentación diaria del material de rechazo no debe sobrepasar las 1000t/día y debe ser alimentado observando rigurosamente las proporciones exactas con el mineral alimentado desde los frentes de minería in situ. Esta dosificación se pretende lograr descargando el mineral procedente de la presa de rechazo en Depósito Norte y realizando su alimentación con el cargador frontal WA 600.

### **Drenaje**

Por el efecto desestabilizador que posee el agua, que es además el principal medio de transporte de la contaminación, se diseñará un sistema de drenaje eficaz que impedirá la entrada de agua superficial mediante canales de desvío dispuestos aguas arriba. Todo el sistema de drenaje se dirigirá hacia la laguna de sedimentación que se construirán en los perímetros de los extremos inferiores de la presa de rechazo.

### **Arranque y carga**

Esta operación consiste en extraer de la presa de rechazo nueva el material para su posterior transportación a la planta de pulpa, serán realizadas por retroexcavadoras de tipo HYUNDAI R450-

LC-7, este equipo no fue incluido en la evaluación del equipamiento minero de arranque y carga disponible de Moa Nickel S.A (realizado por la Empresa Geominera de Oriente para determinar su capacidad soportante para ser empleadas en la extracción del material de la Presa de Rechazo Nueva) porque en esta etapa no se contaba con tal equipo.

Como resultado de esta evaluación en ningún caso analizado en todo el embalse, los cortes a efectuar para el minado del rechazo demostraron ser estables bajo condiciones de talud cargado con inclinaciones de 71.5° y 76°, con alturas de 3 y 4 m y con carga aplicada en su coronación para la retroexcavadora Liebherr 964B de 65 toneladas.

También se contará de forma auxiliar con un bulldozer KOMATSU D85 para amontonar el material, cuyos parámetros técnicos serán dados en anexos. (Ver anexo No.5)

El método de arranque y carga utilizado es desde el nivel superior, lo que permitirá una disminución sensible en la duración del ciclo de trabajo de ambos equipos y su operación se hace menos compleja.

### **Transporte**

Esta es la actividad que posee en la actualidad una mayor repercusión económica sobre el ciclo de explotación, y que puede cifrarse entre el 40 y el 60% del costo total incluso de la inversión en equipos principales. Esta operación se basa en el traslado del material hasta la planta de pulpa, la misma será realizada por camiones articulados de tipo (VOLVO BM A40D). (Ver anexo No.5), el movimiento del transporte dentro de los límites del laboreo es abierto..

### **Apertura de la presa**

El método de apertura se encuentra estrechamente vinculado con el sistema de explotación, con el tipo de transporte, condiciones de yacencia del cuerpo mineral y el régimen de trabajo. Por ello la proyección de apertura representa una tarea muy compleja, en la cual varios factores determinantes no pueden ser valorados cuantitativamente, lo que se hace más complicado por su carácter dinámico, puesto que la misma se desarrolla durante todo el periodo de explotación y habitualmente se modifica en dependencia de las condiciones concretas de un banco u otro.

La ubicación de la Presa de Rechazo aprovechando una depresión importante del terreno en una zona de topografía abrupta impide la realización de caminos de acceso en las áreas aledañas a la presa, por ese motivo la apertura para su explotación se realizará a través de un acceso principal hasta la zona de trabajo con pendiente de 12 % ejecutado sobre el mismo material de rechazo depositado, a partir de este acceso en la cota +180 se llegará a cada banco de trabajo a través de un sistema de trincheras sucesivas con los siguientes parámetros: Ancho – 15 m; Pendiente – 12 %, Longitud – 16 m.. Altura del banco – 2 m. (Figura No. 10).

Debido a la pendiente abrupta que adoptó el material de rechazo acumulado en la presa las dimensiones de los bancos superiores son muy reducidas, trayendo como consecuencia dificultades para las operaciones del equipamiento minero, ello significa que el esquema de trabajo en estos bancos será cerrado; en la medida que la minería descienda las áreas de trabajo irán aumentando progresivamente hasta abarcar toda el área de la presa en la cota 126 y la distancia recorrida por los camiones cargados aumenta con la consiguiente disminución de la productividad. Este aspecto se consideró en los cálculos utilizando para toda la etapa la distancia promedio.

### **Parámetros de diseño de la Mina**

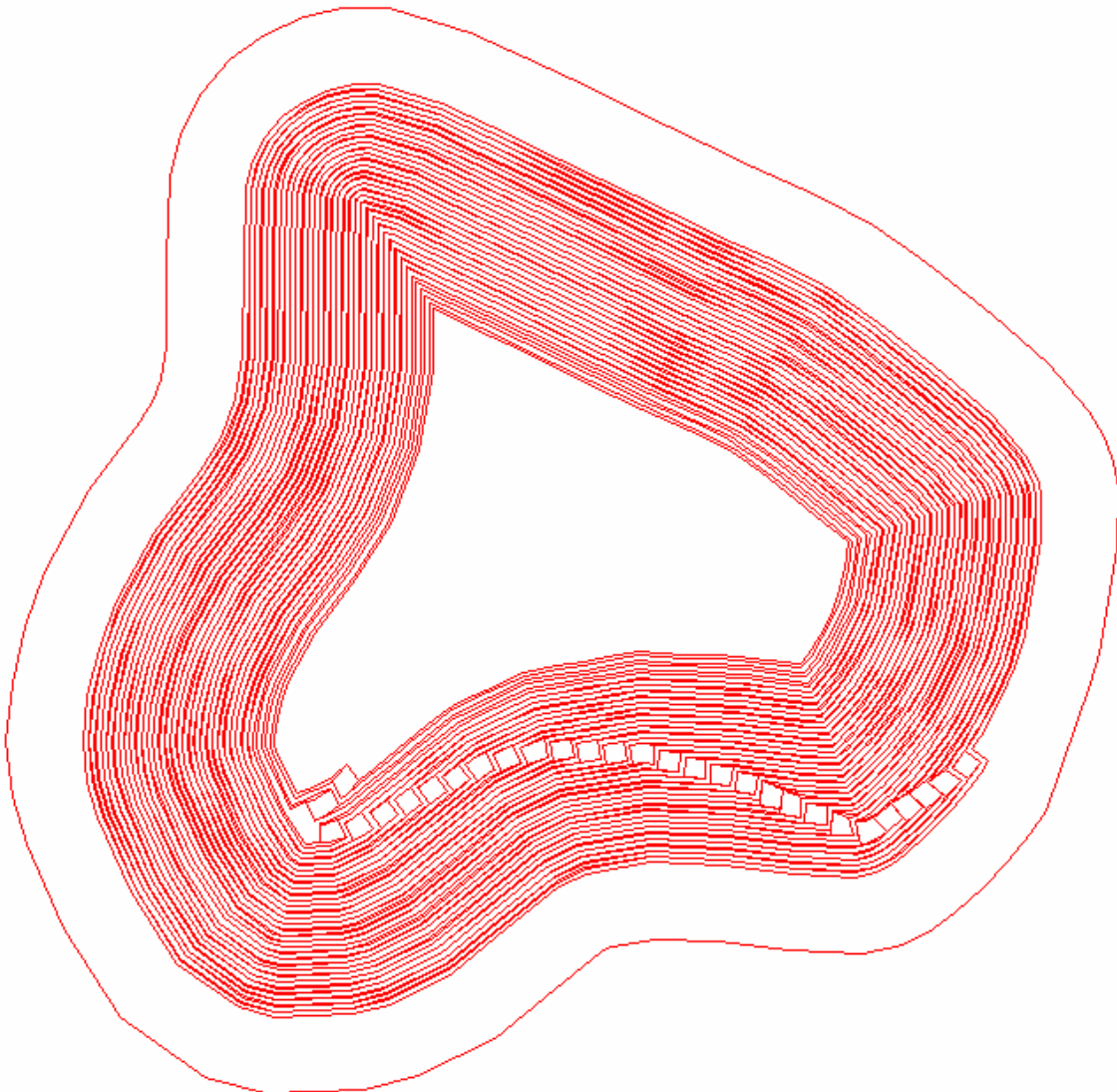
El procedimiento para realizar la explotación queda definido por la aplicación de los parámetros o criterios de diseño de la excavación, que permite alcanzar las producciones programadas, de la forma más económica posible y en condiciones de seguridad, y evaluar en la etapa inicial las reservas explotables. (Ver Figura No.10)

Parámetros geométricos que configuran el sistema de explotación:

### **Banco**

Es el escalón comprendido entre dos niveles que constituyen la capa de mineral que se explota y que es el objeto de excavación desde un punto de espacio hasta una posición final preestablecida. Los bancos serán divididos en bloque para su explotación de 8x8x2m (ancho, largo y profundidad).

**Figura No. 4** Diseño de la apertura de la presa de rechazo.



### **Altura del banco**

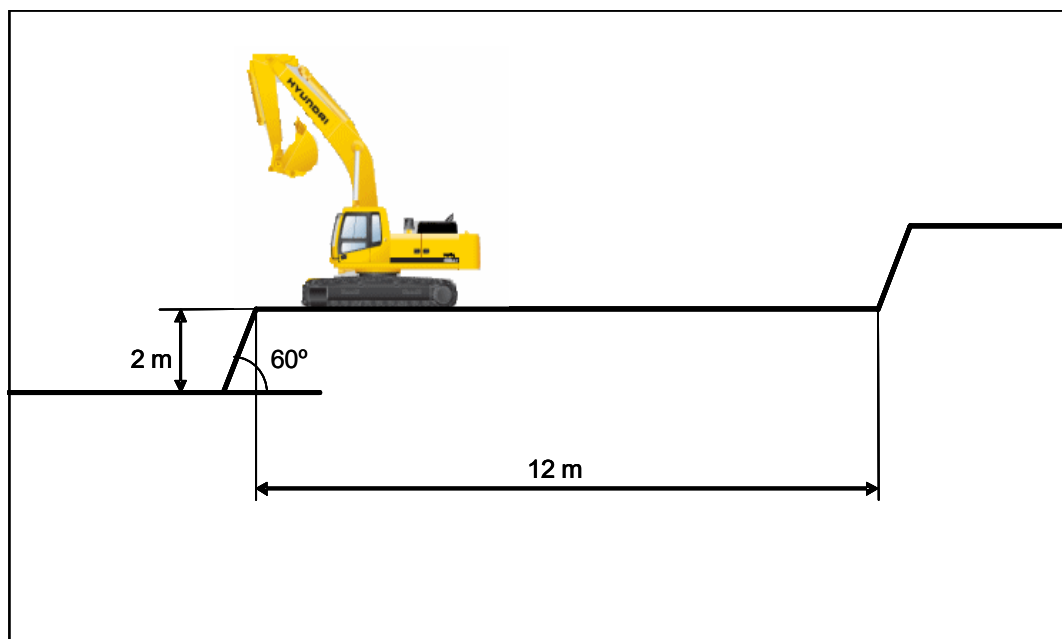
Es la distancia vertical entre dos niveles, la misma se establece a partir de las dimensiones de los equipos de excavación carga, las propiedades físico-mecánica de la mena, las condiciones de yacencia, la cantidad de horizontes de trabajo simultáneos, y fundamentalmente la altura máxima que alcanza el cubo o cuchara de la retroexcavadora.

En nuestro caso teniendo en cuenta la estabilidad de los taludes o bancos tendrá una altura de dos metros, a pesar de que el alcance máximo de la retro es de 5 metros, tomamos la de 2 metros (Ver Figura No.7) por la inestabilidad del macizo, y por las ventajas que nos ofrece tales como:

- ⇒ Mejores condiciones de seguridad durante los trabajos debido al incremento de la estabilidad del banco.
- ⇒ Mejores condiciones de seguridad para el personal y para las máquinas pues el alcance de la retro permite un mejor saneo del frente así como mejores condiciones durante las operaciones de arranque y carga inferiores.
- ⇒ Mayor rapidez en la ejecución de las trincheras de acceso y en la preparación de nuevos horizontes y permite una disminución del volumen de trabajos de la misma.
- ⇒ Mejores condiciones durante los trabajos de rehabilitación de las zonas minadas.

### **Ancho de la plazoleta de trabajo**

Se considera la suma de los espacios necesarios para el movimiento de los equipos que trabajan simultáneamente en el banco. Cuando la carga se realiza desde el banco superior, el ancho mínimo de la plataforma es de 12 metros. (Ver Figura No.4)



**Figura No. 5** Sección típica del banco de trabajo con Retroexcavadoras HYUNDAI R450LC7.



## Otros índices fundamentales del sistema de explotación

### Velocidad de desplazamiento del frente de arranque

$$V_{fa} = \frac{Q_{exc}}{A * h}$$

$$V_{fa} = \frac{3769,2}{8 * 2}$$

$$V_{fa} = 235,57m / mes$$

### Velocidad de desplazamiento del banco

$$V_{fe} = 12 * \frac{Q_{exc}}{L_p * h}$$

$$V_{fe} = 12 * \frac{47490,24}{200 * 2}$$

$$V_{fe} = 118,72m / mes$$

Donde:

$Q_{exc}$  – productividad de la excavadora: 47490,24m<sup>3</sup>/mes.

Los valores de estas magnitudes son solo teóricos, ya que como se explicó anteriormente la explotación será discontinua.

## Régimen de los trabajos y plazo de explotación de la presa de rechazo nueva

El régimen de trabajo en la presa es discontinuo, o sea no están definidos los días laborables en cada mes, el programa de producción contempla hasta 40 días improductivos al año, provocados por intensas lluvias que ocurren en la etapa invernal, en este periodo de tiempo la alimentación se realiza desde los depósitos.

Las condiciones de trabajo en la presa de rechazo (distancia de transportación  $L = 1,8\text{Km}$ , pendiente  $i = 12\%$ ) y las características del equipamiento permiten extraer 4000t/día en un día de operaciones, ello permite crear una reserva de este material suficiente para la alimentación de cuatro días a la Planta de Pulpa. Proponemos un régimen de trabajo que prevé la extracción en la presa de rechazo cada tres días es decir 96 días de trabajo al año (3,2 meses), 8 días al mes y para no tener necesidad de todos los días trasladar los equipamientos a la presa por 1000t/días, se decidió extraer 4000t, cada 3 días.

### Planificación de los turnos de trabajo y fuerza laboral

La organización de las operaciones mineras y de mantenimiento prevé dos turnos de 12 horas cada 3 días, las brigadas de construcción de caminos trabajarían en dependencia de las condiciones de los caminos al concluir cada turno, por estar construido el camino con el mismo material de rechazo.

Cada trabajador tiene derecho a descansar 15 minutos del turno para tomar la merienda, 1h del turno de día para almorzar, en cuanto al cambio de turno a los operadores de equipos y choferes de tiro de mineral salientes se entregarán los equipos personalmente y directo en el área de trabajo en 15 minutos.

### Determinación de la duración de la explotación de la presa

$$Nd = \frac{R_{presa}}{CP_{presa}}$$

$$Nd = \frac{7413093}{1000}$$

$$Nd = 7413,093 \text{ dias}$$

$$Na = \frac{Nd}{N} = \frac{7413,093}{336} = 22,06 \approx 22 \text{ años}$$

$$Nm = \frac{Nd}{M}$$

$$Nm = \frac{7413,093}{30}$$

$$Nm = 247,10 \text{ meses}$$

En dependencia del comportamiento de alimentación a la planta de pulpa (1000t/día) de la presa la duración de explotación de la misma variaría, pero para el caso actual, planificado para este año serían 22 años.

Las Reservas del sector por bancos fueron determinadas dados los parámetros de explotación propuesto mediante el Software Sistema Integral Minero (SIM) de dicha entidad. (De la Guardia, Wilfredo, 1998 ).

### CONCLUSIONES

Durante la realización del trabajo arribamos a las siguientes conclusiones:

- Otros sistemas de explotación no analizados en este trabajo ofrecen menores costos de explotación, pero requieren una inversión capital inicial muy elevada: Excavadora de rotor – Transportador 0,78 \$/t, Excavadora – Transportador 0,43 \$/t y Excavadora Liebherr – camión 0,85 \$/t.
- El sistema de explotación propuesto y probado para la presa de rechazo es similar al sistema aplicado para la minería convencional, con la variación de algunos de sus parámetros considerando las propiedades físico-mecánicas del material de depositado: Altura del banco: 2 m; Talud del banco: 60° y Ancho de la berma de seguridad entre bancos: 4 m.
- Para satisfacer las exigencias de alimentación al proceso metalúrgico la explotación de la presa de rechazo se realizará de forma discontinua, 2 turnos de trabajo cada 3 días.
- El equipo de carga utilizado (Retroexcavadora HYUNDAI R 450 LC 7 de 3 m³) no es el más racional para la explotación de los camiones articulados Volvo A40D, pero garantiza un mayor factor de seguridad en la estabilidad de los taludes.

- El costo de la extracción de 1t de material de rechazo (1,15USD/t) –a pesar de las complejas condiciones de su explotación- es varias veces inferior al costo de extracción del material in situ.(5.43 USD /t ).

## RECOMENDACIONES

- Aplicar los resultados del trabajo durante la explotación de la Presa de Rechazo Nueva de la Empresa Pedro Sotto Alba.
- Analizar la posibilidad de construir un camino de acceso con menor pendiente, aunque se incrementen los volúmenes de construcción.
- Analizar la posibilidad de incrementar los volúmenes de alimentación del material de Rechazo de la Presa Nueva.
- ➡ Crear franjas de bosques protectores a 5 m como mínimo en ambas márgenes del arroyo La Vieja, medidas en proyección horizontal a partir del borde del cauce natural de dicho cuerpo de agua.

## PROPUESTA DE CLASES PATRONES EN YACIMIENTOS LATERÍTICOS FERRO-NIQUELÍFEROS

Ramón Eddie Peña Abreu <sup>(1)</sup>, ECG Licinio Matos Elias <sup>(2)</sup>, Oneyda Pérez Padilla <sup>(2)</sup>, Eduar Ortiz Romero <sup>(3)</sup>, Vladimir Robles Labacena <sup>(3)</sup>.

<sup>(1)</sup> Centro de Investigaciones del Níquel. Carretera Yagrumaje km 5 ½ Moa. Holguín, Cuba. Tel: 024-6-7976, 024-6-4184. Fax: 53 24 62202. E-mail: [rpena@cil.moa.minbas.cu](mailto:rpena@cil.moa.minbas.cu).

<sup>(2)</sup> Empresa "Cmdte. Ernesto Che Guevara". Carretera Moa-Sagua, Km. 1½, Moa CP 83 330, Holguín, Cuba. Tel: (53)(24) 6 8283, 6 2211. Fax: (53)(24) 62156. [lmelias@ecg.mo.minbas.cu](mailto:lmelias@ecg.mo.minbas.cu), [oppadilla@ecg.mo.minbas.cu](mailto:oppadilla@ecg.mo.minbas.cu)

<sup>(3)</sup> Estudiantes del Instituto Superior Minero Metalúrgico de Moa, las Coloradas s/n, Moa. CP: 83329.

### RESUMEN

El presente trabajo expone los resultados del procesamiento estadístico multivarido de una Base de Datos (B.D.) creada especialmente para encontrar **clases patrones** en yacimientos Lateríticos Ferro-Niquelíferos cubanos. La B.D. contiene información primaria y geoquímica de yacimientos agotados, en proceso de agotamiento y de algunos bloques de yacimientos en explotación.

La estructura de la información utilizada en la B.D se fundamenta en la orientación a objeto y desglosa la información de cada metro en la red, proveniente de las descripciones geológicas, en variables categoriales que funcionan como objetos con sus propiedades y eventos, donde los eventos son las modalidades de estas y contienen los rasgos fundamentales descritos por los geólogos.

Resulta novedosa la aplicación de las técnicas de procesamiento multivariado a estos yacimientos en Cuba, lo que permitió obtener varias clases dentro de la clasificación litológica natural de estos yacimientos. Se propone esta metodología como vía a seguir para el estudio y caracterización desde el punto de vista geológico e industrial. Es importante resaltar que el trabajo surge como una necesidad de conocimiento en el desarrollo de otras investigaciones relacionadas con la optimización de las redes de exploración minera.

Como resultado del estudio realizado se logró establecer una propuesta de **clases patrones**. La metodología seguida se explica detalladamente en el trabajo, se muestran las características geoquímicas de cada clase creada y algunos resultados de las variables categoriales. Los resultados obtenidos suministrarán información a sistemas avanzados de procesamiento para facilitar la toma de decisiones en las gestiones mineras e industriales.

**Palabras Claves:** Estadística Multivariada, Bases de Datos, Reconocimiento de Patrones, Patrimonio.

### ABSTRACT

The present work exposes the results of the multivariable statistical processing of a Database (B.D. by its initials in Spanish) created especially to find classes patterns in Cuban Ferro-Nickeliferous Lateritics orebodies. The B.D. contains primary and geochemistry information of exhausted orebodies, some in process of exhaustion and of some blocks of orebodies in exploitation.

The structure of the information used in the B.D is based in the object orientation and it breakdowns the information of each meter in the net, coming from the geologic descriptions, in categorial variables that acts like objects, properties and events, where the events are the modalities of these and they contain the fundamental features described by the geologists.

It is novel the application of the techniques of multivariable processing to these orebodies in Cuba, what allowed obtaining several patterns classes inside the natural lithological classification of these orebodies. This methodology is proposed like a way to continue for the study and characterization from the geologic and industrial point of view. It is important to highlight that the work arises as a necessity of knowledge in the development of other researches related with the optimization of the nets of mining exploration.

It was possible to establish a proposal of patterns classes as a result of the study carried out. The followed methodology is detailly explained in the work, the geochemistry characteristics of each created class and some

results of the categorial variable are shown. The obtained results will give information to advanced systems of orebodies to facilitate the decisions taking in the mining and industrial administrations.

**Key words:** Multivariable Statistic, Databases, Patterns Recognition, Patrimony.

## INTRODUCCIÓN

Debido a la variabilidad de sus características el estudio de los yacimientos lateríticos cubanos resulta complejo, así se expone en varios trabajos realizados por diferentes autores entre los cuales se encuentran Ariosa Iznaga 2002, García Casco 2005, Legrá Lobaina 1999, Rodríguez Cardona 1987 y 1990, Rojas Purón 1994, Pérez Melo 2004, Peña Abreu E.R. 2005d, Rodríguez Cardona 2005, Vera Sardiñas 2001 entre otros, que han hecho referencia a la complejidad de dichos yacimientos en cuanto a sus componentes minerales. De lo que se concluye se concluye la importancia de aplicar herramientas estadísticas y de procesamiento avanzado, para lograr exactitud y síntesis de la información en su estudio (Peña Abreu E.R. 2005a, b y 2006a).

El presente trabajo es uno de los eslabones en la obtención de un modelo matemático para estos yacimientos lateríticos. Es común en tal empeño que el estudio se realice en tres eslabones fundamentales, *uno de estudio profundo del fenómeno*, otro de *modelación* y por último uno de *aplicación de los métodos numéricos y la validación del modelo creado*.

Se expone el primer eslabón correspondiente al **estudio del fenómeno**, en él se buscó establecer todas las variedades presentes en dichos yacimientos y aplicar técnicas multivariadas para el análisis y síntesis de la información, en las variables cuantitativas y en las variables categoriales de estos minerales, que acumulan la experiencia de observación obtenida por los geólogos.

De aquí que el objetivo sea la creación de **clases patrones** para los yacimientos lateríticos cubanos. Cada una de estas clases se asume como una variedad, que representa una tipología de comportamiento dentro del objeto en estudio. Este objetivo se fundamenta en la **hipótesis** que plantea la existencia de tipologías minerales en los yacimientos lateríticos ferroniquelíferos, intrínsecas en la estratificación litológica natural del yacimiento y cuya distribución espacial es aleatoria.

En la investigación se trabajó con las informaciones provenientes de B.D primarios y geoquímicas, los soft ware utilizados para el procesamiento son especializados en Estadística Multivariada.

## MATERIALES Y MÉTODOS

Para la investigación se ha usado información de las bases de datos (B.D) primarias y geoquímicas procedentes de las redes de exploración. Se tomó información de varios yacimientos lateríticos cubanos agotados o en fase de agotamiento y de algunas zonas explotadas de yacimientos que actualmente se encuentran en explotación (Peña Abreu R.E, 2005d). Para el procesamiento multivariado se utilizó fundamentalmente el soft Spad en su versión 3.5, alternativamente los soft STATGRAPHICS en su versión 5.1 y el STATISTICA en su versión 6.

El trabajo de investigación involucro inicialmente más de cien mil datos de las fuentes antes mencionadas, de ellos se logró una base que contiene alrededor de quince mil datos, con los requerimientos necesarios para cumplimentar los objetivos propuestos.

El estudio se dividió en cuatro etapas, *recopilación de la información, digitalización de los datos primarios, análisis y síntesis de la estructura de la información, procesamiento multivariado y creación de las clases patrones*.

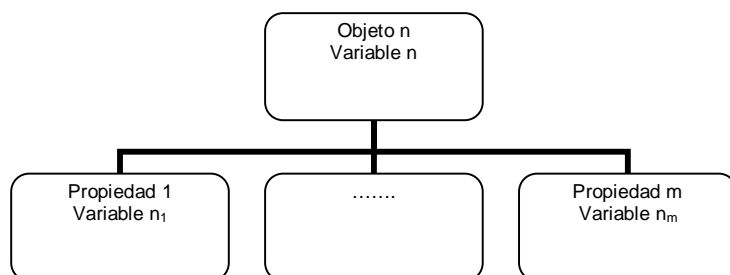


Figura N° 1. Estructura del desglose de los datos primarios.

En la *primera* de ellas se localizó una gran parte de la información existente que se encontraba en formato digital, se revisó y filtro de posibles errores (Peña Abreu E.R. 2005d y 2006a). En este formato se localizó fundamentalmente la información geoquímica de la red, además se encontraron algunos resultados aislados de la extracción y entrega de mineral al proceso, con estos últimos se pretendía rastrear el comportamiento de las clases

patrones hasta la entrada al proceso, pero por la estructura del flujo de información que existe actualmente en las empresa no lo permitió y no aportaron una información sustancial al estudio. La información primaria no se encontraba en ese formato, por lo que se pasó a la *segunda etapa*, esta consistió en la digitalización de dicha información que contiene un grupo de variables importantes, prestándole especial atención a las observaciones realizadas por los geólogos en cada metro de exploración.

En la *tercera etapa* se desarrolló el diseño para el tratamiento de la información y la estructura a partir de la cual se creó la B:D. Las observaciones se desglosaron en variables categoriales que contienen los rasgos fundamentales observados en cada metro, el desglose se realizó siguiendo la filosofía de orientación a objeto, o sea, estas variables se clasificaron en objetos y propiedades, tomando por eventos la aparición de sus modalidades en la muestra, ver figura N° 1. La BD final esta compuesta de variables numéricas y categoriales que describen el comportamiento del objeto en estudio.

En la cuarta etapa se realizó el procesamiento de la información contenida en la B.D, se comenzó con el análisis en componentes principales (ACP) para determinar la relación y la representatividad de las variables numéricas (Crivisqui E. 2002). Seguidamente se realizó el análisis de clasificación (AC) en el cual se obtuvieron las clases. En la etapa final del estudio se analizó los parámetros fundamentales de cada clase y se realizó una caracterización desde el punto de vista geológico e industrial. Estos resultados se ilustran en las Figuras 2-5 y las Tablas II-XVIII.

### Recopilación de la Información

La recopilación correcta de información en las B.D existentes se logró después de una profunda búsqueda bibliográfica sobre estudios anteriores de los yacimientos lateríticos cubanos. Se obtuvo las bases de datos digitales de las redes de exploración detallada de varios yacimientos ya explotados, otros en proceso de agotamiento y algunos que se encuentran en explotación. Se localizaron, además las bases de datos primarias de estos yacimientos. Debido a que existen datos primarios que contienen las descripciones visuales de cada muestra y los geoquímicos, se analizó y seleccionaron las zonas que contienen ambas informaciones para integrarlas al estudio, ya que la información primaria no se conserva de todas las zonas de los yacimientos.

### Digitalización de los Datos Primarios

Trazar la estrategia de procesamiento y síntesis de la información, con el objetivo de digitalizar la información de las bases de datos primarias que no estaban en este formato. Con la estrategia trazada se desglosó dicha información en variables cualitativas o categoriales que serán utilizadas en la acumulación de experiencia para la toma de decisiones. La descripción visual, física realizada por los geólogos en cada metro perforado en el yacimiento es de vital importancia, esta información



almacena la experiencia de estos técnicos de forma compacta y proporciona una información ausente en las variables cuantitativas. El desglose de dicha información fue realizado siguiendo la metodología de orientación a objeto y se muestra en la figura N° 1.

### **Análisis y Síntesis de la Estructura de la Información**

La metodología consistió en desglosar la información asociada a cada objeto identificado del yacimiento, aislando los objetos, sus propiedades y eventos asociados en variables. Para el caso de las variables que representan objetos, los eventos son la existencia o no de ellos en la muestra. Para las variables que representan propiedades asociadas a los objetos, los eventos son el cambio de modalidad en la variable, o sea el cambio de un estado a otro. La Figura No 1, ilustra la forma en que se debe desglosar la información primaria, las bases de datos se crearon siguiendo esta idea y contienen las variables para cada una de las descripciones fundamentales. Cada objeto es una variable que aparece en una columna de datos y su nombre se codifica con siglas que lo identifican, un ejemplo, el ocre se codifica "OC" y sus propiedades también son variables que aparecen en las columnas, por ejemplo el color del ocre se codifica con "OCCL".

El otro paso seguido fue la unificación de la información primaria desglosada con las variables geoquímicas, procedentes de las BD de la red de exploración y se obtuvo una BD con la estructura que se muestra en la Tabla N° I del anexo. Entre las variables de la descripción geológica desglosada se encuentran algunas que se asumieron como variables cuantitativas ya que describen el tamaño o la cantidad de un objeto específico.

### **Procesamiento Multivariado y Creación de las Clases Patrones**

Durante el procesamiento se tuvo en cuenta como variables cuantitativas activas al Fe, Ni, Co, profundidad (H) y dos variables provenientes de la descripción geológica, ellas son tamaño y cantidad de los perdigones. Como variables categoriales activas se tomaron todas aquellas que tuviesen más del 20% de información, es decir, aquellas que los datos perdidos no sobrepasen un 80% del total. Las variables categoriales participan en el análisis multivariado solo como descriptores de las clases en el Análisis de Clasificación, por esa razón se le permite ese bajo nivel de información, no obstante, en las tablas de cruzamientos que se obtienen muchas de ellas se descartan con las pruebas realizadas utilizando Chi Cuadrado.

El Análisis en Componentes Principales (ACP) fue el primer procesamiento realizado, de este se obtuvo los parámetros descriptivos de cada variable, además las correlaciones y la representatividad de estas. Estos dos últimos resultados se muestran en el gráfico de la figura N° 2 de una forma didáctica.

Este toma la forma de un círculo de radio unitario (Crivisqui, Eduardo, 20/5/2002) y cada variable está representada por un vector. Las variables mejor representadas se muestran con una longitud cercana o igual al extremo del círculo y viceversa las de menor longitud están mal representadas en ese plano factorial. La correlación se lee en el ángulo que se forma entre los vectores variables, los ángulos mas agudos muestran buenas correlaciones positivas, los llanos o cercanos a este, negativas y los rectos o cercanos a él muestran independencia.

Para el caso del gráfico de la clasificación, (Crivisqui, Eduardo, 20/5/2002) estos se representarán con puntos en el plano, la cercanía entre ellos indica similitud y la lejanía comportamientos diferentes, se pueden establecer visualmente los grupos de individuos que presentan características similares, la retroalimentación con los datos originales nos facilita establecer las tendencias de comportamiento en los ejes del gráfico de clasificación. El Spad, muestra las clasificaciones coloreando los puntos, sin embargo, el análisis del especialista contribuye a complementar lo realizado por el software y corregir puntos fronterizos entre clases. El soft proporciona además, la relación de los individuos por clase y la

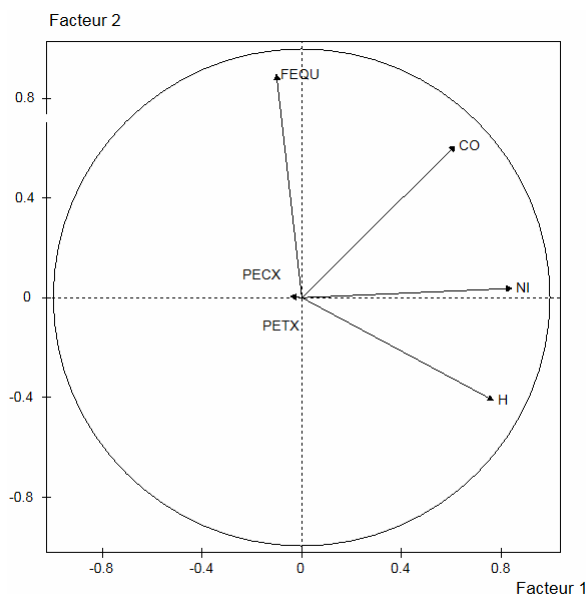


Figura Nº 2. Análisis en Componentes Principales de toda la B.D

caracterización de las variables en ella, destacando aquellas que contribuyeron con mayor fuerza a su formación.

La clasificación se realizó en dos etapas, la primera para obtener de toda la B.D las mejores clases definidas y una segunda en la que a las clases con mayor cantidad de datos obtenidas se le realiza un nuevo ACP y una clasificación, de esta forma se obtienen subclases más pequeñas y menos dispersas en sus valores.

Esto garantiza la obtención de nuevas clases que agrupan en sí las variedades mas frecuentes en estos yacimientos. Se obtienen finalmente un grupo de clases, cada una de las cuales puede ser utilizada como **clase patrón**.

Los resultados de este procesamiento se muestran ilustrado con dos gráficos y dieciocho tablas. A cada clase principal se le realiza una descripción que resume las características principales de la clase explicada en las tablas

de cruzamientos de las variables categoriales, mientras que por razones de espacio no incluyen las tablas de cruzamientos en el presente trabajo. La intención es mostrar la posibilidad de utilizar las clases patrones para caracterizar los yacimientos y utilizarlas en la modelación matemática de los mismos.

No se consideran estas clases como definitivas, al terminar este trabajo se comenzó con la recopilación de la información necesaria para incluir nuevas variables categoriales tales como, el agrietamiento, el grado de madurez de los yacimientos (Rojas 1998) y otras. Posteriormente se procesó un grupo de otros yacimientos aún no explotados de los cuales se tiene mayor nivel de información. Se decidió procesar a estos por litologías y las clases obtenidas resultaron mucho mas compactas y con características que se asocian a todos los yacimientos lateríticos estudiados.

## ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS

Se analizará el resultado del procesamiento completo de la B.D, para luego analizar el procesamiento de las subclases.

En el gráfico de la figura N° 2 se observa que las variables Tamaño Máximo y Cantidad Máxima de los Perdigonos pueden ser descartadas del análisis por su poca representatividad, esto significa que son variables poco fluctuantes y que sus valores se encuentran agrupados alrededor de los valores medios. En el caso de las variables Hierro, Níquel, Cobalto y Potencia o profundidad, se encuentran bien representadas y se observa que el Níquel y el Hierro son independientes, no ocurre de igual forma con las restantes. Las que mejores correlaciones son del Níquel con el Cobalto y del Hierro con la profundidad, esta última con una relación inversa.

En el análisis de clasificación, se obtuvo cinco clases bien definidas que se muestran en el gráfico de la figura N° 3. Ellas abarcan la totalidad de los datos, dos son pequeñas, la clase 2 y 3 con 800 y 134 individuos respectivamente, las tres restantes contienen la mayoría de los individuos reflejado en la BD.

### Caracterización de las Clases

**Clase 1:** Esta compuesta por 7273 individuos, los promedios, las desviaciones estándares y los valores de probabilidad de error, para las variables de esta clase se muestran en la Tabla N° II. Se concluye que todas las variables resultan muy contribuyentes a su formación con mas de un 99% de seguridad. Esta contiene alto hierro y muy bajo níquel y cobalto, corresponde con minerales de las capas superiores en un perfil litológico completo o dicho en la terminología industrial, se trata de un mineral pobre. Se caracteriza por presentar humedad en muy pocas muestras, en casi un 55 % de las muestras aparecen perdigonos que tienden con mas frecuencia a ser redondeados o sub-redondeados, y del otro 45 % no se tiene información certera. En casi su totalidad es ocre un 70%

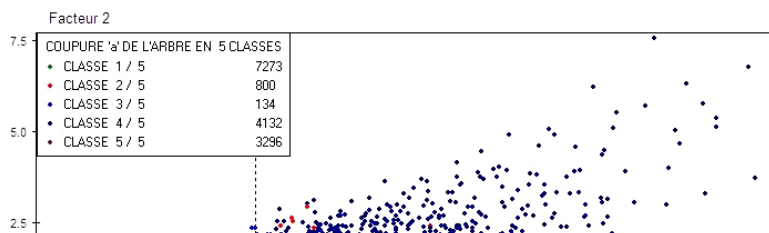


Tabla N° IV. Caracterización de la clase 3 en las variables cuantitativas

Nº	CLASE 3/5	Cant.=	134		Medias	
Var.	V.Test	Prob.	Clase	General	Clase	General
PETX	53.02	0	22.08	5.43	6.76	3.7
FEQU	5.29	0	43.18	37.87	5.24	11.66
PECX	2.99	0.001	50.22	42.27	15.15	22
CO	-5.14	0	0.04	0.07	0.04	0.07
NI	-7.28	0	0.6	0.92	0.36	0.51
H	-12.26	0	2.46	8.9	1.69	6.12

inestructurales. Es mas frecuente el color marrón y rojo. Solo en un 9 % de las muestras aparecieron indicios de serpentina alterada. La dureza de la muestra oscila de II a V (escala usada en las BD primarios ), pero la mas frecuente es la III.

**Clase 2:** Según la Tabla N° III la clase contiene 800 individuos, todas las variables resultan significativas en la cohesión de la clase con más de 95% de probabilidad, excepto la variable PETX (Tamaño de los Perdigonos).

	1/5	Cant.=	7273	Medias		Tipica	
Nº	Var.	V.Test	Prob.	Clase	General	Clase	General
4	FEQU	41.86	0	42.06	37.87	6.23	11.66
18	PETX	-21.76	0	4.68	5.43	1.61	3.7
24	PECX	-41.65	0	31.12	42.27	12.5	22
5	CO	-43.99	0	0.05	0.07	0.03	0.07
2	H	-66.5	0	5.42	8.9	3.61	6.12
3	NI	-67.46	0	0.62	0.92	0.27	0.51

Tabla N° III. Caracterización de la clase 2 en las variables cuantitativas

	CLASE 2/5	Cant.= 800		Medias		Desviación Típica	
Nº	Var.	V.Test	Prob.	Clase	General	Clase	General

Tabla N° VI. Caracterización de la clase 5 en las variables cuantitativas

	CLASE 5/5	Cant.= 3296		Medias		Desviación Típica	
Nº	Var.	V.Test	Prob.	Clase	General	Clase	General
2	H	53.78	0	13.99	8.9	5.84	6.12
3	NI	31.82	0	1.17	0.92	0.63	0.51
18	PETX	-0.88	0.189	4.99	5.43	1.84	3.7
24	PECX	-2.58	0.005	32.71	42.27	16.71	22
5	CO	-29.47	0	0.04	0.07	0.02	0.07
4	FEQU	104.74	0	18.96	37.87	7.94	11.66

En cuanto a las características cualitativas, todos los individuos contienen perdigones, su tamaño promedio aproximado es 5 mm, un 80% de ellos tienen forma redondeada y sub-redondeada, un 1.4% alargadas y un 13% no se identifica la forma. En un 97% son ocre, con mas frecuencia inestructural, los colores predominantes del ocre son el marrón y el rojo, ambos cerca de un 45%. Un 13% de muestras contienen serpentina intercaladas en algunas de sus formas. La dureza del material es IV en el 92.5% de las muestras.

**Clase 3:** Los resultados de esta clase se plasman en la tabla N°

IV, esta compuesta de 134 individuos y es una clase minoritaria. Todas las variables cohesionan a los individuos en esta clase con una confiabilidad mayor del 99%. No se observa humedad en sus muestras, la totalidad de ellas contienen perdigones que están asociados a un ocre inestructural, descrito para cada una de sus muestras, cerca del 50% de los perdigones son redondeados o sub-redondeados y en el resto no se le describió su forma. El ocre es de color marrón en un 42% de las muestras mientras que en un 49% no se ha descrito el color, un 8% es pardo y un 1 es amarillo. Esta clase contiene cerca de un 1% de muestras de serpentina. La dureza es IV en todas las muestras descritas.

**Clase 4:** Esta compuesta de 4132 individuos, los resultados de sus variables cuantitativas se exponen en la Tabla N° V, excepto la variable Tamaño Máximo de los Perdigones (PETX), todas las restantes participan en la cohesión de la clase con una confiabilidad mayor del 99%. A diferencia de las clases anteriores, esta contiene individuos con características geoquímicas que pueden ser de interés industrial.

Tabla N° V. Caracterización de la clase 4 en las variables cuantitativas

	CLASE 4/5	Cant.= 4132		Medias		Desviación Típica	
Nº	Var.	V.Test	Prob.	Clase	General	Clase	General
5	CO	83.77	0	0.15	0.07	0.09	0.07
3	NI	59.11	0	1.32	0.92	0.35	0.51
4	FEQU	43.7	0	44.67	37.87	4.74	11.66
2	H	38.34	0	12.03	8.9	5.66	6.12
18	PETX	-1.06	0.144	5.14	5.43	2.05	3.7
24	PECX	-3.52	0	35.08	42.27	14.46	22

El 75 % de las muestras contienen ocre estructural, un 16 % inestructural. El 13.26 % presenta cromo espinelas, alrededor de un 3% presenta de Nontronita y Carbonato. La dureza es IV para el 76% de las muestras. En el 21% de las muestras apareció serpentina alterada en forma de fragmentos. Alrededor de un 18% de las muestras están en el manto freático. El

68% de las muestras se observó Manganeso, de ellos un 54 % se describieron como manchas. En esta clase solo el 7.12 % de las muestras contienen perdigones de forma redondeada y en los cuales predomina el color marrón y rojo. En el 6 % de las muestras se observó Kerolita. En menos de un 2 % de las muestras se observó el piroxeno y el Crisotilo.

**Clase 5:** Contiene 3296 individuos, la descripción de las variables cualitativas se expone en la tabla VI, en ella se puede observar que al igual que en la clase 4, la variable “Tamaño Máximo de los Perdigones” (PETX) no colabora en la cohesión de la clase con igual nivel fiabilidad que el resto de las variables (99 %). Los valores medios de Ni y Fe la hacen atractiva industrialmente, sin embargo el contenido de Co es bajo. En las observaciones, se constató que al alrededor de un 34 % de las muestras se encontraban en el manto freático, la dureza es de en el % de las muestras, cerca de 62% de las muestras son ocre estructurales, un 6% inestructurales y el resto de las muestras la observación es ambigua, en el 3 % se observa perdigones, en un 6 % se observa carbonato, en un 14% se observa Kerolita, en un 40% se observa Manganeso.

### Obtención de las Subclases

En la nueva clasificación la clase 1/5 generó 3 subclases, la clase 4/5 generó 5 clases y la clase 5/5 generó 4 clases, lo que suman un total de 12 subclases y 2 clases, con lo que se obtienen finalmente 14 clases patrones.

#### Clase 1/5

**Primera Subclase:** En la tabla N° VII se puede observar que los valores de Fe, Ni y Co no tienen interés industrial, los valores de Ni son menores que en la clase de origen 1/5, su desviación es menor. No se puede tomar como variables significativas en la cohesión de los individuos en la subclase, a las variables PETX y PECX.

Es un Ocre en el 87 % de las muestras, en el que predominan los colores rojo, marrón y amarillo. El 53% es inestructural, el 32 % estructural y el 1.14 % no se identificó el tipo de ocre, alrededor del 1% están intercalados los estructurales y los inestructurales. Solo un 34 % de estas muestras describen la presencia de perdigones en los cuales predominan las formas redondeadas. El 16 % de las muestras se encuentran en la zona freática. Cerca del 22 % contiene óxidos de Fe y alrededor del 6 % de las muestras contienen múltiples óxidos, entre los cuales se encuentran los óxidos de manganeso, este aparece en forma de puntos y manchas. Alrededor del 4 % contiene arcillas de color rojo predominante, de la cual cerca del 3% es ferruginosa. El 93 % de las muestras presenta dureza III y IV, en un 8.21 % se observó la presencia de cromo espinelas.

#### Segunda Subclase:

Tabla N° VII. Clase 1/5. Caracterización de la subclase 1/3, en las variables cuantitativas.

Nº	Var	Clase 1/3		Efectivos=	2716	Desviación Típica	
				Medias			
		V.TEST	Prob.	Clase	General	Clase	General
6	CO	49.99	0.000	0.07	0.05	0.03	0.03
3	H	43.5	0.000	7.81	5.42	3.76	3.61
4	NI	43.48	0.000	0.8	0.62	0.24	0.27
5	FEQU	22.97	0.000	44.24	42.07	4.49	6.21
19	PETX	-0.73	0.233	4.67	4.72	1.66	2.07
25	PECX	-1.58	0.057	30.71	31.64	13.66	13.23

En la tabla N° VIII se puede observar que los valores de Fe, Ni y Co no tienen ningún interés industrial, los valores de Ni son menores que en la clase 1/5, sus desviaciones típicas son sustancialmente menores que en la clase 1/5, todas las variables se pueden tomar como significativas en la cohesión de los individuos en la subclase.

Tabla Nº IX. Clase 1/5. Caracterización de la subclase 3/3, en las variables cuantitativas

Nº	Var	Clase 3/3		Efectivos= 1760		Desviación Típica	
		V.TEST	Prob.	Medias			
				Clase	General	Clase	General
25	PECX	25.81	0.000	40.84	31.64	10.94	13.23
19	PETX	21.04	0.000	5.77	4.72	2.56	2.07
3	H	-10.91	0.000	4.6	5.42	3.04	3.61
6	CO	-13.25	0.000	0.04	0.05	0.02	0.03
4	NI	-46.11	0.000	0.37	0.62	0.17	0.27
5	FEQU	-55.72	0.000	34.88	42.07	6.4	6.21

Es Ocre en el 90 % de las muestras, el 78 % del cual es inestructural, el 10 % estructural y el 1.14 % no se identificó el tipo, le predominan los colores rojo, marrón y amarillo, alrededor del 1% están intercalados los estructurales y los inestructurales. Un 66 % de estas muestras describen la presencia de perdigones en los cuales predominan las formas redondas. El 5 % de las muestras se encuentran en la zona freática. Cerca del 12 %

contiene óxidos de Fe y alrededor del 4 % de las muestras contienen múltiples óxidos, entre los cuales se encuentran los óxidos de manganeso que aprese en forma de puntos y manchas. Alrededor del 6 % contiene arcillas de color rojo predominante, de la cual cerca del 3% es ferruginosa. El 93 % de las muestras presenta dureza III y IV. En un 6% se observó cromo espinelas.

### Tercera Subclase:

En la Tabla Nº IX muestra que su composición geoquímica en la clase no tiene ningún interés industrial. Todas las variables son significativas en la cohesión de los individuos en la subclase.

Es Ocre en el 87.5 % de las muestras, en el que predominan los colores rojo, marrón y amarillo, el 76 % es inestructural, el 10 % estructural y el 1.4 % no se identificó el tipo, las intercalaciones de estructurales y los inestructurales no son significativas. Un 66 % de estas muestras describen la presencia de perdigones en los cuales predominan las formas redondeadas. El 5 % de las muestras se encuentran en la zona freática. Cerca del 13 % contiene óxidos de Fe y alrededor del 1.4 % de las muestras contienen óxidos múltiples, entre los cuales se encuentran los óxidos de manganeso que aprese en forma de puntos y manchas. Alrededor del 14 % contiene arcillas, de la cual cerca del 1 % es ferruginosa y del 12 resto no se identificó su tipo. El 95 % de las muestras presenta dureza III y IV.

### Clase 4/5:

#### Primera Subclase:

De la Tabla Nº X se concluye que la clase pertenece a un

Tabla Nº VIII. Clase 1/5. Caracterización de la subclase 2/3, en las variables cuantitativas.

Nº	Var	Clase 2/3		Efectivos=	2795	Desviación
				Medias		
		V.TEST	Prob.	Clase	Gene	
5	FEQU	26.22	0.000	44.49	42	
4	NI	-2.64	0.004	0.61	0	
19	PETX	-19.78	0.000	3.87	4	
25	PECX	-24.18	0.000	23.67	31	
3	H	-33.65	0.000	3.62	5	
6	CO	-38.04	0.000	0.03	0	

Nº	Var	Clase
		V.TEST
5	FEQU	34.2
25	PECX	0

Tabla Nº X. Clase 4/5. Caracterización de la subclase 1/5 en las variables cuantitativas.

Nº	Var	Clase 1/5		Efectivos= 2297		Desviación Típica	
		V.TEST	Prob.	Medias			
				Clase	General	Clase	General
5	FEQU	34.29	0	46.93	44.67	2.83	4.74
25	PECX	-0.04	0.486	35	35.08	5	14.46
19	PETX	-1.74	0.041	4.78	5.14	0.68	2.05
6	CO	-12.37	0	0.14	0.15	0.05	0.09
4	NI	-23.7	0	1.21	1.32	0.27	0.35
3	H	-28.69	0	9.78	12.03	4.23	5.66

mineral de interés industrial. No todas las variables se pueden tomar como significativas en la cohesión de los



individuos en la subclase, la variables PECX supera el límite de confiabilidad del 5% de error. Se trata de un Ocre en el 94 % de las muestras, en el que predominan los colores marrón y amarillo, el 20 % es inestructural, el 73 % estructural y el 1 % no se identifico el tipo, alrededor del 1% están intercalados los estructurales y los inestructurales. Solo un 6 % de las muestras describen la presencia de perdigones en los cuales predominan las formas redondeadas. Solo el 13 % de las muestras se encuentran en zona freática. Cerca del 36 % contiene óxidos de Fe y alrededor del 13 % de las muestras contienen óxidos múltiples, entre los cuales se encuentran los óxidos de manganeso que apresen en forma de puntos y manchas. El 93 % de las muestras presenta dureza III y IV, en un 15% de las muestras se observó la presencia de cromo espinelas.

### Segunda Subclase:

De la tabla No XI se observa es un mineral de interés industrial, los valores de las variables que en la clase original 4/5 y sus desviaciones típicas prácticamente idéntica. No todas las variables se pueden tomar como significativas en la cohesión de los individuos en la subclase, la variable FEQU supera el límite de confiabilidad del 5% de error.

Las características cualitativas muestran que se trata de un Ocre alrededor de un 97 % de las muestras, el 91.3 % es inestructural, el 4.35 % estructural y el 4.35 % no se identifico el tipo, los colores que predominan son el marrón (63%), amarillo (13%) y rojo (6.5). El 67.4 % de las muestras describen la presencia de

Tabla N° XI. Clase 4/5. Caracterización de la subclase 2/5 en las variables cuantitativas.

Nº	Var	Clase 2/5		Efectivos=	46	Desviación Típica	
				Medias			
		V.TEST	Prob.	Clase	General	Clase	General
6	CO	2.05	0.02	0.18	0.15	0.07	0.09
5	FEQU	0.17	0.434	44.79	44.67	4.96	4.74
3	H	-4.08	0	8.65	12.03	7.23	5.66
4	NI	-4.88	0	1.07	1.32	0.33	0.35
19	PETX	-6.77	0	3.29	5.14	0.98	2.05
25	PECX	-7.61	0	18.56	35.08	8.26	14.46

perdigones en los cuales predominan las formas redondeadas y subredondeadas. Solo el 4.35 % de las muestras se encuentran en zona freática. El 6.5 % de las muestras contienen hidróxidos de Fe y un 4.35 contiene óxidos de Fe.

### Tercera Subclase:

En la Tabla N° XII se observa que es, no todas las variables se pueden tomar como significativas en la cohesión de los individuos en la subclase, la variable FEQU y CO superan el límite de confiabilidad del 5% de error. Las características cualitativas muestran que se trata de un ocre inestructural en un 86 % de las muestras y en un 14 % no se identifico el tipo de ocre, los colores predominantes son el marrón (38%) y el rojo (36%). El 96 % de las muestras describen la

Tabla N° XII. Clase 4/5. Caracterización de la subclase 3/5 en las variables cuantitativas.

Nº	Var	Clase 3/5		Efectivos=	50	Desviación Típica	
				Medias			
		V.TEST	Prob.	Clase	General	Clase	General
19	PETX	8.41	0	7.22	5.14	2.36	2.05
25	PECX	7.65	0	49.74	35.08	8.73	14.46
5	FEQU	0.57	0.283	45.05	44.67	5.18	4.74
6	CO	-1.2	0.114	0.14	0.15	0.07	0.09
3	H	-3.96	0	8.88	12.03	3.97	5.66
4	NI	-5.47	0	1.05	1.32	0.31	0.35

Tabla N° XIV. Clase 4/5. Caracterización de la subclase 5/5 en las variables cuantitativas..

Nº	Var	Clase 5/5		Efectivos=1393		Desviación Típica	
		V.TEST	Prob.	Medias			
				Clase	General	Clase	General
3	H	33.62	0	16.18	12.03	5.42	5.66
4	NI	24.15	0	1.5	1.32	0.37	0.35
25	PECX	0.39	0.349	37.14	35.08	4.52	14.46
19	PETX	-0.27	0.394	5	5.14	0.76	2.05
6	CO	-14.54	0	0.12	0.15	0.05	0.09
5	FEQU	-37.01	0	40.84	44.67	5	4.74
25	PECX	-1.27	0.102	27	35.08	6	14.46
3	H	-2.8	0.003	11.22	12.03	5.44	5.66

variable PETX y PECX superan el límite de confiabilidad del 5% de error. Se trata de un Ocre estructural en un 82% de las muestras e inestructural en el 13% y el 1 % no se identificó el tipo de ocre, solo un 4% no son ocre. Los colores que predominan son el marrón (28%), y el amarillo (29%) el rojo solo se describe en un 2% de las muestras. La presencia de perdigones es muy escasa. El 10 % de las muestras se encuentran en zona freática. Alrededor de un 60 % de las muestras contienen hidróxidos óxidos múltiples, el 56 % son hidróxidos de Fe y un 40% de los óxidos son de Fe.

#### Quinta Subclase:

En la tabla N° XIV se puede observar que es un mineral de interés industrial, aunque los valores de Fe son ligeramente menores que en las otras subclase, los de Ni son mucho mayores que en las subclases anteriores y mayores que en la clase original 4/5. Sus desviaciones típicas prácticamente idéntica a clase original.

No todas las variables son significativas en la cohesión de los individuos en la subclase, la variable

Tabla N° XV. Clase 5/5. Caracterización de la subclase 1/4 en las variables cuantitativas.

Nº	Var	Clase 1/4		Efectivos=1534		Desviación Típica	
		V.TEST	Prob.	Medias			
				Clase	General	Clase	General
PETX	18	3.81	0	6.5	5.04	1.26	1.94
PECX	24	0.21	0.418	35	33.82	7.07	18.04
NI	3	-31.59	0	0.8	1.17	0.5	0.63
CO	5	-38.58	0	0.03	0.04	0.01	0.02
FEQU	4	-41.66	0	12.79	18.97	4.89	7.94

zona freática. Alrededor de un 60 % de las muestras contienen hidróxidos de Fe y el 60 % de óxidos múltiples, de los cuales el 40 % son de Fe.

presencia de perdigones en los cuales predominan las formas redondeadas y sub-redondeadas. El 10 % de las muestras se encuentran en zona freática. Un 14 % contiene Manganese.

#### Cuarta Subclase:

En la tabla N° XIII se observa que es un mineral de interés industrial, los valores de Ni son mucho mayores que los de las subclases anteriores y mayores que en la clase original 4/5, sus desviaciones típicas prácticamente idéntica a clase original. No todas las variables se pueden tomar como significativas en la cohesión de los individuos en la subclase, la

PETX y PECX superan el límite de confiabilidad del 5% de error. Las características cualitativas muestran que se trata de un ocre estructural en un 83 % de las muestras e inestructural en el 4 % y el 3 % no se identificó el tipo de ocre, solo un 7 % no son ocre. Los colores que predominan son el marrón (24 %), y el amarillo (37 %) el rojo solo se describe en un 5 % de las muestras. La presencia de perdigones es muy escasa, prácticamente no existe y el 30 % de las muestras se encuentran en

## Clase 5/5

### Primera Subclase:

En la Tabla N° XV se observa que en todas las subclases se trata de mineral con poco interés industrial. No todas las variables se pueden tomar como significativas en la cohesión de los individuos en la subclase, la variable PECX supera el límite de confiabilidad del 5% de error. Las características cualitativas muestran que se trata de un Ocre estructural en un 43 % de las muestras y en un 44 de serpentinas alteradas. Predominan el amarillo (15 %) y el verde (13), el rojo solo se describe en un 3 % de las muestras. La presencia de perdigones es muy escasa, prácticamente no existe y el 35.5 % de las muestras se encuentran en zona freática. Alrededor de un 33.5 % de las muestras contienen hidróxidos de Fe y el 30 % de óxidos, de los cuales el 25 % son de Fe.

### Segunda Subclase:

En la Tabla N° XVI se puede observar que los valores de Fe en esta clase son menores que en la clase de origen, sin embargo y su desviación estándar es mucho mayor, los valores de Ni mucho

Tabla N° XVI. Clase 5/5. Caracterización de la subclase 2/4 en las variables cuantitativas.

N°	Var	Clase 2/4		Efectivos=26		Desviación	
		V.TEST	Prob.	Medias		Típica	
				Clase	General	Clase	General
CO	5	-2.03	0.021	0.03	0.04	0.02	0.02
FEQU	4	-2.76	0.003	14.68	18.97	9.46	7.94
NI	3	-3.75	0	0.71	1.17	0.6	0.63
PECX	24	-4.69	0	19.17	33.82	6.72	18.04
PETX	18	-5.65	0	3.44	5.04	0.86	1.94

menores que en la clase de origen y la desviación es la misma, el cobalto es en extremo bajo. Todas las variables se pueden tomar como significativas en la cohesión de los individuos en la subclase. Las características cualitativas muestran que se trata de un ocre inestructural en un 83 % de las muestras y en un 4 %, serpentinas alteradas. Predominan el amarillo (19 %), el marrón (11 %), el rojo solo se describe en un 4 % de las

muestras. La presencia de perdigones es absoluta, ocupa toda la clase y el 23 % de las muestras se encuentran en zona freática. Alrededor de un 26 % de las muestras contienen hidróxidos de Fe y el 12 % de óxidos de Fe.

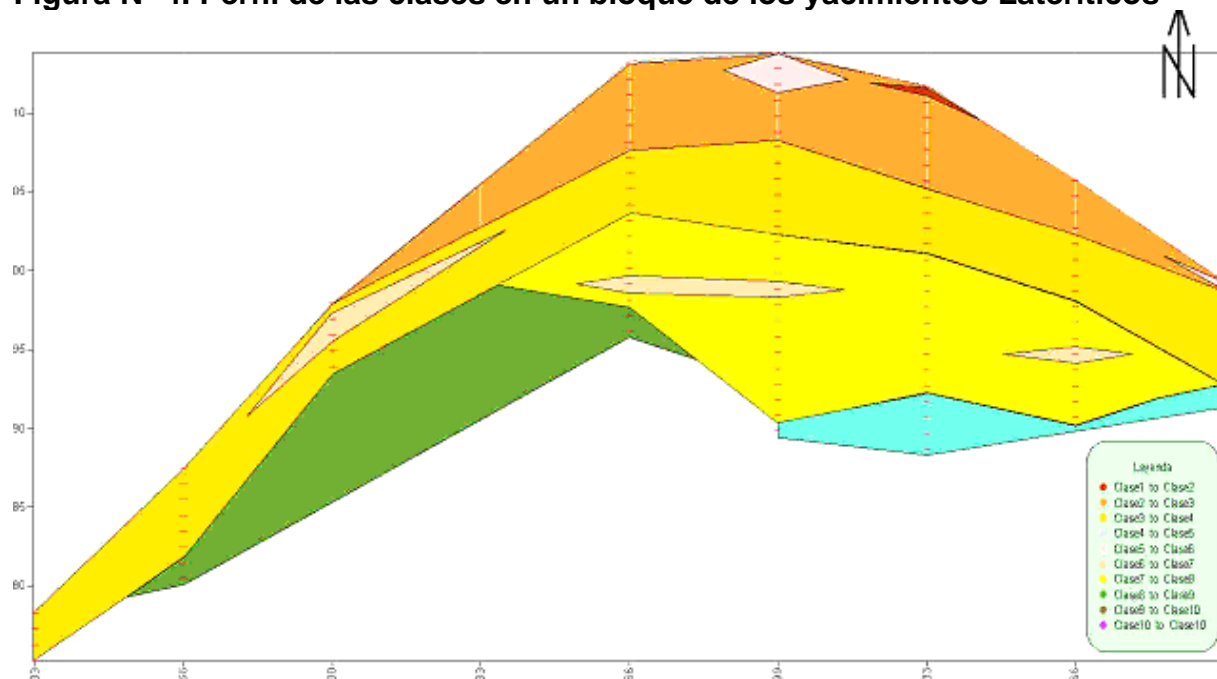
### Tercera Subclase:

Tabla XVIII. Clase 5/5. Caracterización de la subclase 4/4 en las variables cuantitativas.

N°	Var	Clase 4/4		Efectivos= 1728		Desviación	
		V.TEST	Prob.	Medias		Típica	
				Clase	General	Clase	General
FEQU	4	42.1	0	24.51	18.97	5.7	7.94
CO	5	39.07	0	0.06	0.04	0.02	0.02
NI	3	32.37	0	1.51	1.17	0.54	0.63
PETX	18	0.97	0.167	5.71	5.04	1.91	1.94
PECX	24	0.09	0.463	35	33.82	5	18.04

En la tabla N° XVII se puede observar que los valores de Fe en esta clase son prácticamente los mismos que en la clase de origen, así como, su desviación estándar. Los valores de Ni son menores que en la clase de origen pero su desviación es menor, el cobalto es en extremo bajo. Todas las variables, excepto FEQU, se pueden tomar como significativas en la cohesión de los individuos en la

**Figura N° 4. Perfil de las clases en un bloque de los yacimientos Lateríticos**



subclase con un 90% de seguridad. Las características cualitativas muestran que se trata de un ocre inestructural en un 90 % de las muestras y en un 10 %, serpentinas alteradas. Predomina el color marrón (60 %), el rojo (10 %). La presencia de perdigones es absoluta, ocupa toda la clase y el 20 % de las muestras se encuentran en zona freática. Alrededor de un 10 % de las muestras contienen hidróxidos de Fe.

#### **Cuarta Subclase:**

En la tabla N° XVIII se puede observar que los valores de Fe en esta clase son superiores a los de la clase de origen y su desviación estándar es menor. Los valores de Ni son sustancialmente superiores a los de la clase de origen y las otras subclases, su desviación es ligeramente menor que en la clase de origen, aunque esta diferencia no es estadísticamente significativa. El cobalto en esta, como en todas las subclase es escaso. Todas las variables, excepto PECX y PETX, se pueden tomar como significativas en la cohesión de los individuos en la subclase con un 95% de seguridad. Las características cualitativas muestran que aparece ocre estructural en un 73 % de las muestras y en un 48 %, serpentina alterada. Predominan el color amarillo (27 %), el marrón (17), el verde (14 %) y el rojo (6 %). La ausencia de perdigones es absoluta, el 33 % de las muestras se encuentran en zona freática. Alrededor de un 45 % de las muestras contienen óxidos de Fe y el 46 % Hidróxidos de Fe.

#### **Análisis del Comportamiento de las clases en un Yacimiento**

La distribución de estas clases en un yacimiento se muestra en el gráfico N° 3 y en un perfil en el gráfico N° 4. Como se observa la distribución de estas clases es muy dispersa en todo el yacimiento y en el perfil se muestra de igual manera, aunque en este existe una cierta tendencia a la estabilidad dentro de los bloques. Estas características de la distribución de las clases en la profundidad y en planta, unido a la estabilidad de las variables en dentro de las clases inducen la idea de la existencia de un proceso ergódico que puede ser modelado para obtener el modelo del yacimiento.

## CONCLUSIONES

Como resultado del presente trabajo se obtuvo un grupo de Base de Datos en formato digital que no existían, protegiendo de esta forma la información patrimonial de estos yacimientos, que se encuentran en fase de agotamiento. Dicha B.D se unificó con las BD de variables cuantitativas, creando una nueva que no existía para estos yacimientos. Se estableció una metodología para el tratamiento de las descripciones geológicas que aparecen en las B.D primarios y que puede ser generalizada en la apertura de nuevos yacimientos.

La interpretación realizada a través del análisis estadístico multivariado, muestra que los yacimientos en estudio presentan tipologías de comportamiento en sus minerales que pueden ser establecidas como clases patrones para su estudio. En el trabajo se ha logrado establecer y caracterizar las diferentes clases de comportamientos como clases patrones para la discriminación de individuos que aparezcan en otros yacimientos Ferro-niquelíferos.

El comportamiento de las clases según las variables cualitativas se resume en BD que servirán de material para el estudio de los yacimientos lateríticos y para alimentar sistemas con procesamiento inteligente para el refinamiento de las clases patrones.

El comportamiento aleatorio en la distribución de las clases en la dirección horizontal y vertical, garantiza la posibilidad de crear un modelo matemático probabilístico para los yacimientos lateríticos cubano.

## RECOMENDACIONES

Se recomienda:

1. La creación de una base de conocimientos de los yacimientos lateríticos.
2. Utilizar otras variantes de procesamiento de la información para aumentar la precisión de la clasificación.
3. Incorporar nuevas informaciones (Elementos de topografía del terreno, la genética y la tectónica de los yacimientos) que no se reflejan en las bases de datos procesadas.
4. Utilizar información geofísica para la creación de nuevos rasgos que caractericen a las clases.
5. Utilizar la metodología para el desglose de la información geológica en los yacimientos en explotación.

## BIBLIOGRAFÍA

- Ariosa Iznaga, J. D. 2002. Modelos de Yacimientos de Lateritas de Ni, Fe y Co asociados a las ofiolitas del macizo Mayarí Baracoa de Cuba Oriental. Tesis Presentada en opción al grado científico de Doctor en Ciencias Técnicas. ISMM. Moa, Cuba: 111p
- Carlos Horacio Von Der Becke. Junio 2007. Patrón, reconocimiento de patrones: <http://members.fortunecity.es/rednovohcop/pattern.html>.
- Crivisqui, Eduardo 27/4/2002. Notas de cursos de los "Seminarios locales" de métodos exploratorios multivariados. Pagina de la asociación PRESTA, Université Libre de Bruxelles: <http://www.ulb.ac.be/assoc/presta/Cursos/cursos.html>.
- Cuador Gil J. Q, 2002. Estudios de Estimación y Simulación Geoestadística para la Caracterización de Parámetros Geólogo - Industriales en el Yacimiento Laterítico Punta Gorda. Tesis Presentada en Opción al Grado Científico de Doctor en Ciencias Técnicas, Universidad de Pinar del Río: 208p
- García Casco A. 2005. Metamorphism of Ophiolitic Material in Cuba and its Geodynamic Significance. CD Memorias de la I Convención Cubana de la Tierra. ISBN: 959-7117-03-7: Geo4-1.



- John Shawe-Taylor, Nello Cristianini. 2004. Kernel Methods for Pattern Analysis. 1ra ed. London: Cambridge University Press: 476p.
- José Ruíz Shulcloper, Eduardo Alba Cabrera, Manuel Lazo Cortés. 1995. Introducción al Reconocimiento de Patrones. Enfoque Lógico-Combinatorio. 1ra ed. México, D.F: Publicación del Departamento de Ingeniería Eléctrica, CINVESTAV-IPN: 227p
- Lavaut W. L. 1987. Control Litológico-Mineralógico de la Mineralización en el Campo Mineral: Yacimientos Punta Gorda, Las Camariocas y Piloto. Tesis Presentada en Opción al Grado Científico de Doctor en Ciencias Técnicas, Moscú: 210p
- Legrá Lobaina. 1999. A.A. Metodología para el pronóstico, planificación y control de la minería en yacimientos lateríticos, Tesis en opción al grado de doctor en ciencias técnicas. ISPJAE, La Habana: 190p
- Numerical Recipes. Julio 2006: <http://www.nr.com/infotop.html>.
- Peña Abreu R.E(a), Legrá Lobaina A. A. 2005. Informe Técnico de de la Etapa 01. Búsqueda Bibliográfica. Proyecto Optimización de las Redes de Exploración en Yacimientos Lateríticos. CEINNIQ, Moa: 12p
- Peña Abreu R.E(a), Legra Lovaina A.A, Matos Elías L. 2006. Informe Técnico de la Etapa 03. Creación de los Modelos Matemáticos, Proyecto Optimización de Redes de Exploración". CEINNIQ, Moa: 88p.
- Peña Abreu R.E(b), Legrá Lobaina A. A. 2005. Nuevo enfoque al problema de la optimización de redes de exploración en yacimientos lateríticos. CD, Memorias de la I convención Cubana de ciencias de la Tierra. ISBN: 959-7117-03-7: MIN3-3.
- Peña Abreu R.E(b), Matos Elías L. Perez Melo N. 2006. Informe Técnico de la Etapa 04. Selección y Creación de los Algoritmos de Resolución de los Modelos Matemáticos. Proyecto Optimización de Redes de Exploración. CEINNIQ, Moa: 71p.
- Peña Abreu R.E(c), Rodríguez Cardona A. Hernández Ramsay A. 2005. Estudio Estadístico Multivariado para la Selección de una Muestra Tecnológica. CD, memorias de la I convención Cubana de ciencias de la Tierra. ISBN: 959-7117-03-7: 11p
- Peña Abreu R.E(d). 2005. Informe de Técnico de la Etapa 02, Recopilación, Sistematización, Procesamiento y Análisis de la Información. Proyecto Optimización de las Redes de Exploración en Yacimientos Lateríticos. CEINNIQ. Moa: 35p.
- Peña Abreu R.E. 1998. Optimización Combinatoria Aplicada a la Industria del Níquel. Tesis en Opción del Grado Académico de Master en Matemática. UCLV, Santa Clara: 69p
- Pérez Melo N. Comparación de Métodos de Estimación y Simulación para la Estimación de los Recursos en el Bloque O48 del Yacimiento Punta Gorda. Tesis en Opción al grado Académico de Master. ISMM, Moa, 2004:105p.
- Projorov, Y. B, Rozanov. Y.A. 1973. Teoria Veroiatnostey. Asnovnie Poniatia, Predielnie Teoremi y Sluchainie Protsessi. 2da ed. Masckva, Nauka: 494p
- Robles Labacena V. 2006. Resumen Estadístico de Zonas Explotadas del Yacimiento Punta Gorda. Trabajo de Diploma. ISMM, Moa: 65p.
- Rodríguez Cardona A, Rodríguez Ruiz H. 1987. Distribución del Níquel en los Yacimientos Lateríticos Cubanos. Revista Tecnológica, Español, 17, (3): 19-26.
- Rodríguez Cardona A. 1990. Prospección y Exploración en las Cortezas de Intemperismo Sobre Ultramafitas en Nicaro y Pinares de Mayarí. Tesis Presentada en opción al grado científico de Doctor en Ciencias Geológicas, ISMM, Moa: 120p
- Rojas Purón A.L. 1994. Principales Fases Minerales Portadoras de Níquel en los Horizontes Lateríticos Del Yacimiento Moa, Tesis presentada en opción al Grado Científico de Doctor en Ciencias Geológicas. ISMM, Moa: 94p
- Salett Biembengut M, Hein N. 2006. Modelo, Modelación y Modelaje: Métodos de Enseñanza - Aprendizaje de Matemáticas: <http://cecte.ilce.edu.mx/diplomados/matematicas/matem8.html>.
- Vera Sardiñas L. O. 2001. Procedimiento para la Determinación de las Redes Racionales de Exploración de los Yacimientos Lateríticos de Níquel y Cobalto en la Región de Moa. Tesis en Opción al Grado Científico de Doctor en Ciencias Técnicas. ISMM, Moa:194p



Vera Yeste A., 1979, Introducción a los yacimientos de níquel cubanos, Ciudad de la Habana: ORBE.

## Anexo

Tabla Nº I. Estructura de la base de datos procesada. Es la unión de la Base de Datos de la red de exploración detallada del Yacimiento Punta Gorda y la base de datos Primarios. En la tabla se muestran solo unas pocas variables categoriales para ilustrar, en total la BD cuenta con 113 variables categoriales.

Códigos	Descripción	Tipo	Observaciones
ID	Identificador del Bloque, Pozo y Metro.		identificador
POZO	Pozo		Número del Pozo
D	Desde		Inicio del Intervalo
H	Hasta		Fin del Intervalo
BLQU	Bloque		Número del Bloque
NI	Níquel		Níquel en la red de explotación
FEQU	Hierro Químico		Hierro en la red de explotación
CO	Cobalto		Cobalto en la red de explotación
HD	Dureza mínima		Dureza mínima del Material
HH	Dureza máxima		Dureza máxima del Material
H2O	Humedad		Humedad en el material
Variables desglosadas de la descripción geológica			
Oc	Ocre	Objeto	Variable Cualitativa
OCCL	Color del Ocre	Propiedad	Variable Cualitativa
OCTN	Tonalidad del Ocre	Propiedad	Variable Cualitativa
OCTC	Tendencia de color del Ocre	Propiedad	Variable Cualitativa
OCTE	Tendencia de estructura del Ocre	Propiedad	Variable Cualitativa
FE	Hierro	Objeto	Variable Cualitativa
PE	Perdigones	Objeto	Variable Cualitativa
PETM	Tamaño mínimo del los Perdigones	Propiedad	Variable Cuantitativa
PETX	Tamaño máximo del los Perdigones	Propiedad	Variable Cuantitativa
PETT	Tendencia de tamaño de los Perdigones	Propiedad	Variable Cualitativa
PEEX	Existencia de los Perdigones	Propiedad	Variable Cualitativa
PEFM	Forma de los Perdigones	Propiedad	Variable Cualitativa
PETF	Tendencia de la forma de los Perdigones	Propiedad	Variable Cualitativa
PECM	Cantidad mínima de los Perdigones	Propiedad	Variable Cuantitativa
PECX	Cantidad máxima de los Perdigones	Propiedad	Variable Cuantitativa
PETA	Tendencia de cantidad de los Perdigones	Propiedad	Variable Cualitativa

## LATERITE RESOURCE DEFINITION COST REDUCTION THROUGH HIGH-RESOLUTION GROUND PENETRATING RADAR

Jan Francke

GroundProbe Pty. Ltd., 8 Hockings Street, South Brisbane, Queensland, Australia, 4101. E-mail: [jfrancke@groundradar.com](mailto:jfrancke@groundradar.com)

### ABSTRACT

The traditional use of exploration drilling and test pitting to calculate mineable volumes in nickel laterite deposits is being challenged by the use of modern, ultra-resolution, ground penetrating radar (GPR) technology. Although the method has been employed at many humid laterite deposits to image the depth to parent bedrock over the last decade, newly-developed technology is dramatically lowering survey costs whilst yielding valuable data in unprecedented detail.

Through novel approaches to equipment design as well as data processing and interpretation, GPR is exceeding traditional limitations in laterite resource definition. Laterite-specific instruments have been developed to provide a faster and more representative depiction of the subsurface than is possible using even the finest spaced boreholes alone.

In most humid laterites, the limonite to saprolite, saprolite to rocky saprolite, and bedrock interfaces can each be mapped at sub-metre resolutions in a matter of days. Resource estimation risk in laterites is as much a volume as a grade estimation issue. Although drilling is still required for grade estimation and understanding grade variability, GPR often dramatically reduces the number of drill holes required to achieve confidence in a resource whilst providing greater confidence in the material and resource volumes.

These “virtual trenches” depicted by GPR are providing geologists with details of features such as high-silica zones, fault structures and the presence of ferricrete which could only previously be obtained from face mapping after mining. Geostatisticians are employing high-resolution GPR data to aid resource estimates by understanding the weathering profile and variability of material type volumes between drill holes. Mine planning is aided by the better prediction of mining floor and the density of large boulders depicted in GPR profiles. All of these aspects can be obtained at a fraction of the cost of traditional intense or infill drilling grids.

### INTRODUCTION – GROUND PENETRATING RADAR

The concept of applying radio waves to image the subsurface in high resolution dates from the 1920's with the use of radio echo sounders to profile ice thickness in the polar regions. Although the instrumentation has advanced dramatically in the intervening years, all impulse GPR systems use a short burst of electromagnetic energy which is radiated from a transmitter at frequencies ranging from 10 MHz to over 1 GHz, depending on the transmitting antenna. The energy is propagated through the ground and reflects off geological interfaces, returning to the surface to be detected by another receiving antenna. As the emitted energy travels through the subsurface at rates approaching the speed of light, the transmission, reflection and detection process requires only nanoseconds. Signal-enhancing stacking may be performed at each station in a fraction of a second. The instruments are then moved along the survey profile and the process is repeated. A two-dimensional “slice” of the subsurface may thus be acquired, showing lateral and vertical variations in geological interfaces. Although a detailed discussion of the physics of electromagnetic wave propagation is beyond the scope of this paper, reflections are generally caused by variations in the dielectric constant of the

subsurface media, which, in turn, are primarily a function of the electrical conductivity of the soil/rock matrix and the degree of saturation. The concepts involved are similar to those used in reflection seismics, with the exception that electromagnetic energy is used in GPR rather than acoustic energy. In practice, the two methods are often complementary since the radar waves generally do not penetrate to depths greater than 70 m, and seismic reflection exploration is very difficult at depths of less than 25 m due, in part, to the effects of surface waves.

The penetration range of GPR is governed primarily by the electrical conductivity of the ground and the transmitting frequency. Lower frequencies allow the deepest penetration but poor resolution and higher frequencies produce detailed images with limited penetration. Optimal penetration is achieved in electrically resistive soils such as sands and gravels, whereas saturated clays generally limit penetration to decimeters.

## GPR APPLICATIONS TO LATERITES

Although this limitation of GPR technology in conductive environments historically precluded extensive experimentation, research conducted over the last ten years has suggested that tropical lateritic environments may present an exception to the rule. Penetration depths of up to 70 metres have been achieved with GPR systems in laterites due to the additive effects of three primary factors: lower conductivity in the saprolites due to the leaching of the conductive mineralogy by the lateritisation process, the high bound water content in the saprolitic clays, and an excellent target contrast between earth and rocky materials within the profile (Francke, 2000; Francke and Parkinson, 2000).

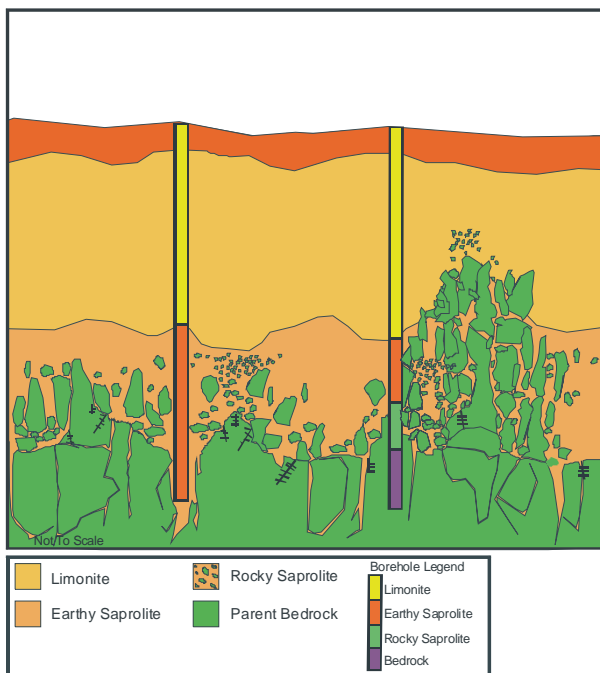


Figure 1 – Example of how the narrow gauge of drills holes may not provide locally representative indication of minable profile depth. A radar profile provides a wider effective sample size than drilling and potentially a more indicative representation of

the minable profile. The main objective in most nickel laterite exploration is to image the contact of the weathered materials with dense corestones or un-altered bedrock, which commonly defines the limit of mining (Baxter, 2004). Radar reflections from these boundaries are thought to be primarily due to the variations in bound water content. Both limonite and earthy saprolite have high bound water contents, whereas crystalline bedrock has a low water content due to its lack of porosity. Thus, the interface between the weathered material and rock produces a very strong radar reflection.

Resource evaluations of nickel laterite deposits include parameters that consider the thickness, grade and chemistry variations in the lateritic profile. Lateritic resource estimations are often considerably more complex than typical surficial ore deposits due to their extensive size, irregular geometry and complex grade variabilities (Lyll, 2003). The ability of GPR to rapidly determine the principal weathering facies within a lateritic profile is of significant value to exploration and resource geologists as it addresses issues related to the extensive areal extent of a deposit as well as the extreme variations in profile thickness. In particular, the latter restricts even tightly-spaced infill drilling campaigns from converging on a stable volume estimate. This is illustrated in Figure 1, showing common shortcomings of regular drilling grids in laterite volume estimation. The borehole to the left has been placed along a deep fracture zone within the bedrock, possibly caused by preferential water migration down fault planes. In this case, the borehole would indicate a thicker section of saprolite than is representative of the surrounding area. Conversely, the borehole to the right was placed adjacent to a large pinnacle structure of unweathered bedrock. In either scenario, a resource estimation based solely on linear interpolations between drill holes would yield locally inaccurate volumes.

Regardless of their limitations for volume calculations, drilling grids will remain an inexorable phase of laterite project development for grade measurements. However, GPR technology may significantly reduce drilling costs by providing a priori geological insight to mine engineers, thereby permitting a fewer number of strategically placed drill holes. Both the JORC and National Instrument 43-101 list requirements to exploration companies reporting ore reserves, which, in the case of laterite deposits, address and stress the issue of continuity (JORC, 2004). In laterite deposits, continuity of layer thickness is difficult to prove with drilling but is imaged directly with GPR. An example of this is the Ramu deposit in Papua New Guinea, where GPR was able to elevate the limonite resource to the measured category without the requirement of infill drilling (Queen *et al.*, 1998).

Over the previous decade, extensive surveys have been conducted for the exploration and evaluation of nickel laterite deposits with GPR on all six continents (Francke and Nobes, 2000). Although the technique has yielded impressive results with excellent drill log correlations at the majority of sites, data from some deposits have exhibited limited penetration or poor correlations to groundtruthing. It is evident that the success of GPR in laterites partially is dependent on the deposit type.

Regardless of the intrinsic complexity of individual laterite weathering sequences, deposits formed from ultramafic parent rocks can generally be classified into three categories based on the primary constituent mineralogy:

**Oxide Deposits:** consisting of mainly iron hydroxides and oxides in limonitic and earthy saprolitic portions of the weathering profile, atop weathered or fresh parent bedrock

**Clay Deposits:** consisting of smectitic clays atop parent bedrock

**Silicate Deposits:** generally consisting of oxide laterites atop hydrated Mg-Ni silicates, atop parent bedrock

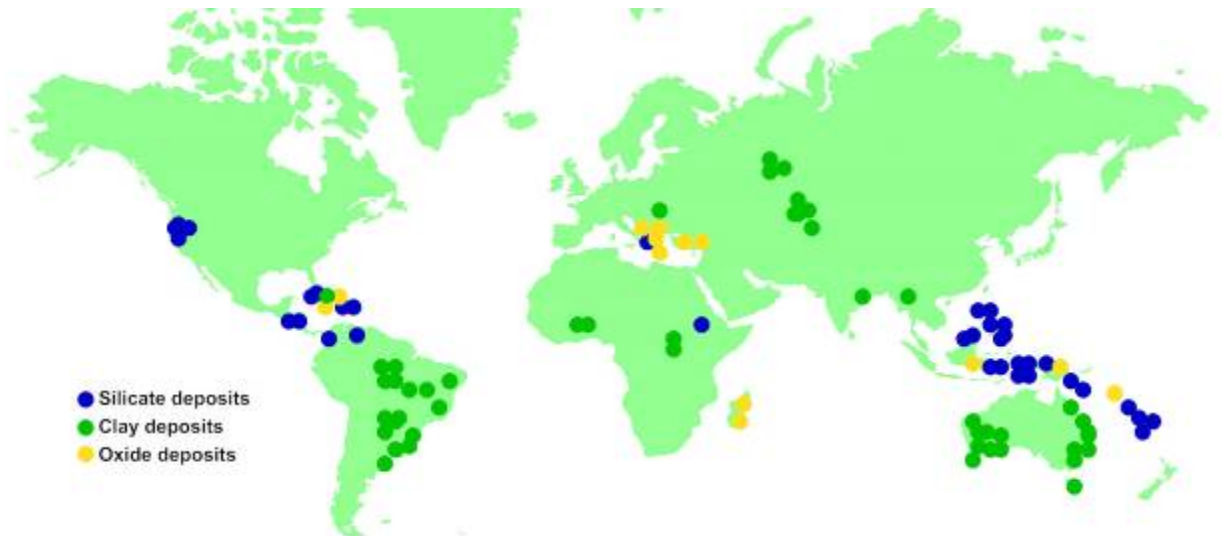


Figure 2 – Worldwide distribution of known nickel laterite deposits.



Figure 3 – Data suitability from known GPR surveys at nickel laterite sites.

The map in Figure 2 displays the most significant known lateritic resources and their deposit type. Figure 3 shows the locations and relative data quality of GPR surveys conducted on laterite deposits as known to the author. As is shown, GPR surveys are generally more successful in silicate and clay type deposits than in oxide deposits (Francke and Yelf, 2003). The notable exceptions to this are the fossilized laterites of the Balkans, where there may be insufficient electrical contrasts in lithologies to discern with GPR, as well as the very deep weathering profiles found in parts of Colombia and New Caledonia. Finally, GPR is generally unsuccessful in the arid laterites found in Western Australia due to the presence of near-surface evaporates which attenuate the radar energy.



Nevertheless, excellent results have been achieved with GPR technology on a myriad of deposits worldwide. At the Ramu deposit, radar has been employed to determine the volume of limonite over large tenements (Francke and Parkinson, 2000). Figure 4 shows a radar profile that indicates a rocky saprolite rise not detected by two adjacent boreholes. The data have been processed to highlight the transition from limonite to rocky saprolite.

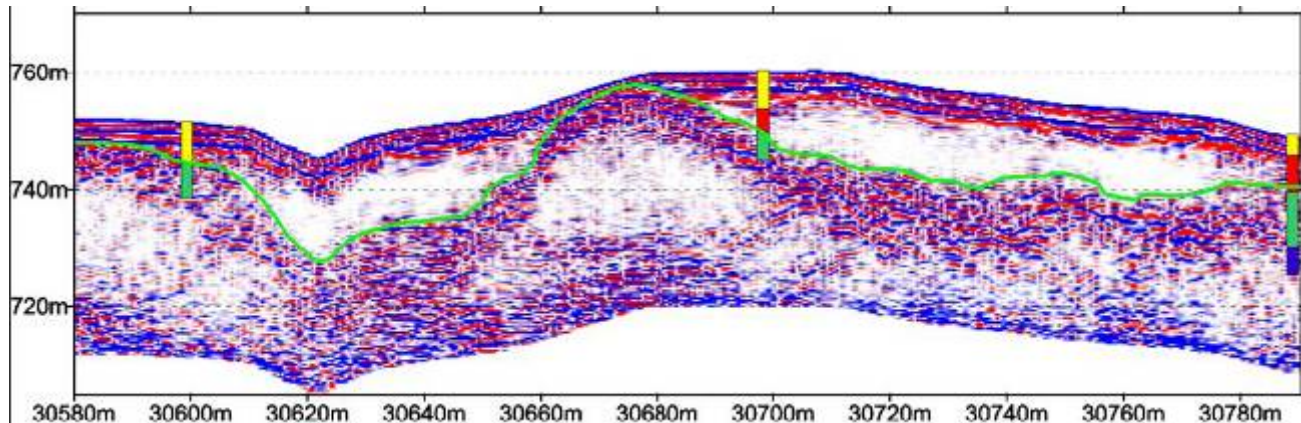


Figure 4 – Sample of limonite - earthy saprolite boundary highlighted on GPR profile from Ramu. The yellow on the simplified drill logs indicate limonite, the red earth saprolite, the green rocky saprolite, and blue parent bedrock.

Often, GPR is employed to image multiple layers. In the example from an Indonesian silicate deposit shown in Figure 5, two types of processing each highlight the limonite to rocky saprolite transition, as well as the bedrock interface.

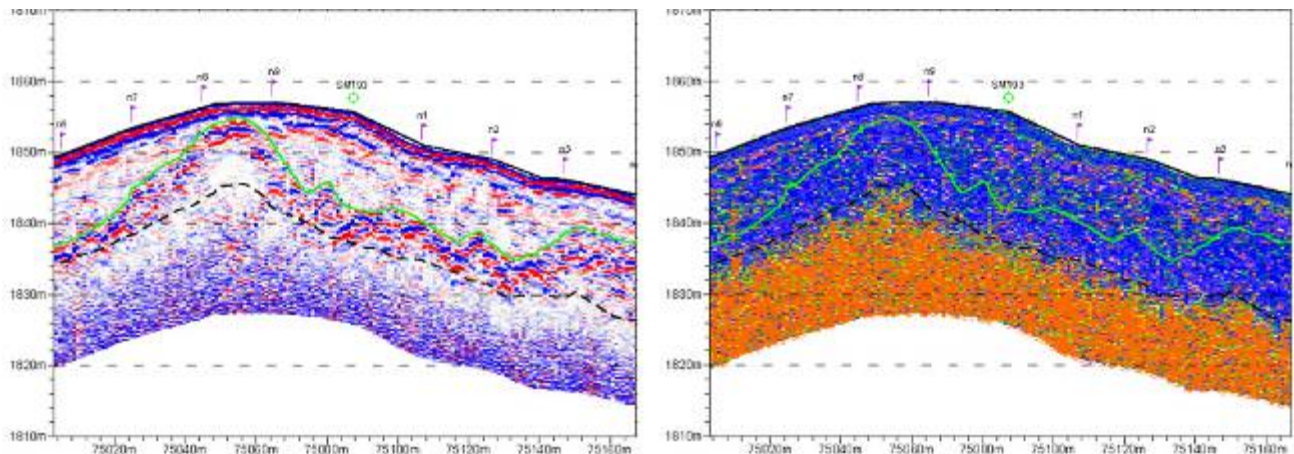


Figure 5 – GPR data processed to highlight top of rocky saprolite (left) and bedrock (right).

The ability of GPR to rapidly image the texture of the bedrock interface is particularly important in the silicate deposits of the southern Philippines, where partially decomposed parent bedrock often contains economic nickel grades (Francke, 2000). This scenario, illustrated in Figure 6, complicates accurate resource estimates when using test pits alone, as they are often ineffective at determining the extent of these transitional zones beyond the first encounter with sizeable boulders.

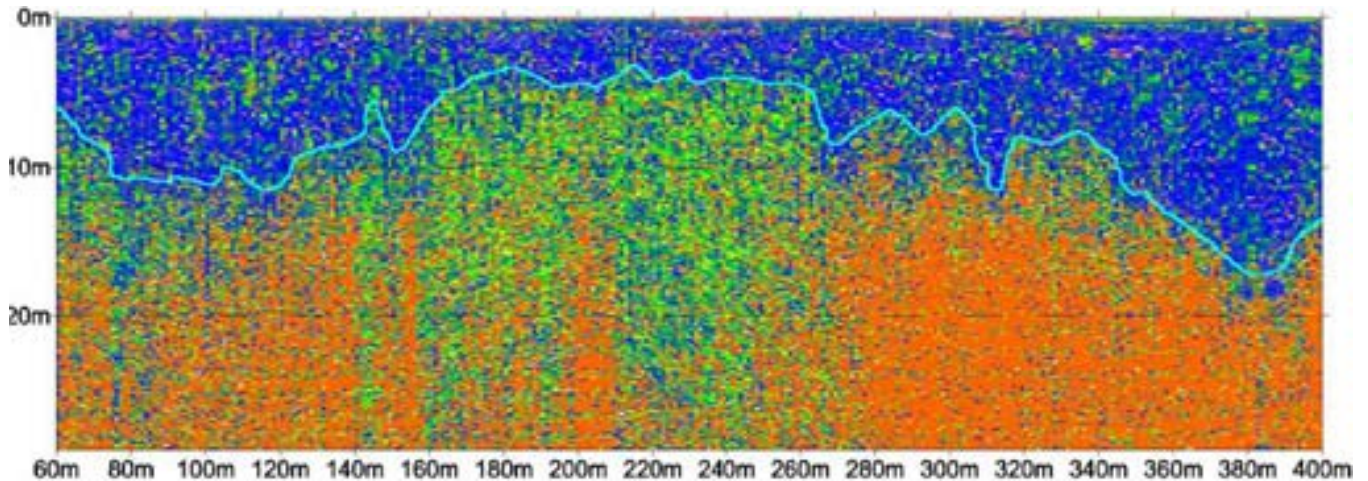


Figure 6 – Example GPR profile showing highly weathered bedrock interface possibly containing economic nickel grades.

## ADVANCES IN LATERITE-SPECIFIC GPR TECHNOLOGY

Although the use of GPR for laterite resource evaluations has been well demonstrated, surveys have relied on commercially-available GPR instrumentation designed for other applications, as well as data processing techniques developed from the reflection seismic field. The extreme terrain and relatively high soil conductivities found at most humid laterite deposits present unique requirements which are best suited to a purpose-designed approach.

Testing of laterite-specific GPR system has been conducted recently on sites in the Caribbean, SE Asia and South America. Although the electronic components have been ruggedised and waterproofed, the most significant advances have been realized in the design of the GPR antennas. Whereas historically, cut-lines of up to 4 m in width were required for GPR surveying in vegetated areas, the laterite GPR antennas are housed in a flexible tube, dragged behind the surveyor (Figure 7). In such a configuration, virtually no line cutting is required. In addition, the antennas have been designed to achieve maximum penetration in the conductive laterite soils, characterized by slow radar wave velocities.

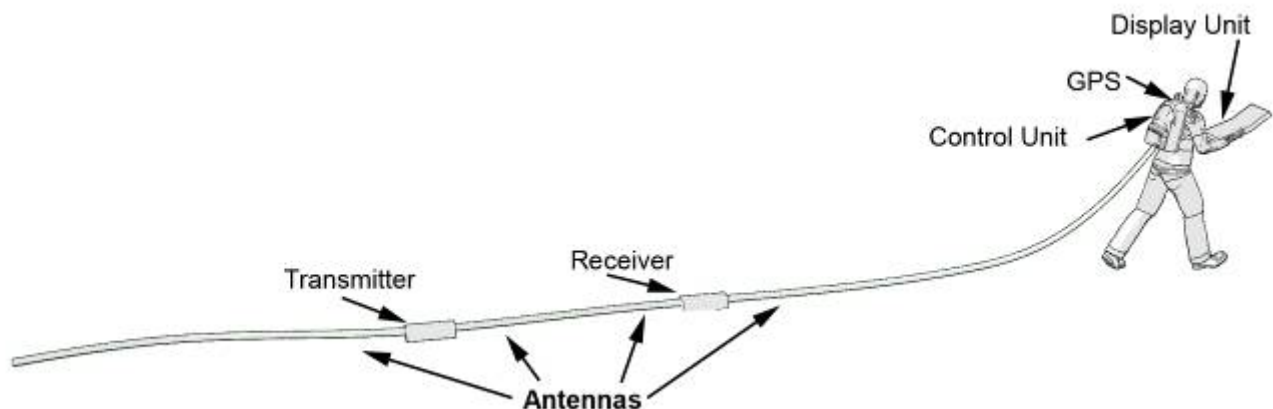


Figure 7 – Schematic of lateritic-specific GPR system with antennas designed for the slow radar velocities of tropical weathering environments.



By altering the antenna configuration, the speed of surveying has more than doubled over conventional radar systems, thereby reducing survey time and costs. Furthermore, data are now able to be acquired at significantly finer station spacings than feasible in the past, yielding more detail than previously possible.

The following figures show example data from a test site comparing a conventional GPR system (Figure 8) with a laterite GPR unit (Figure 9). As illustrated, the data quality is dramatically improved.

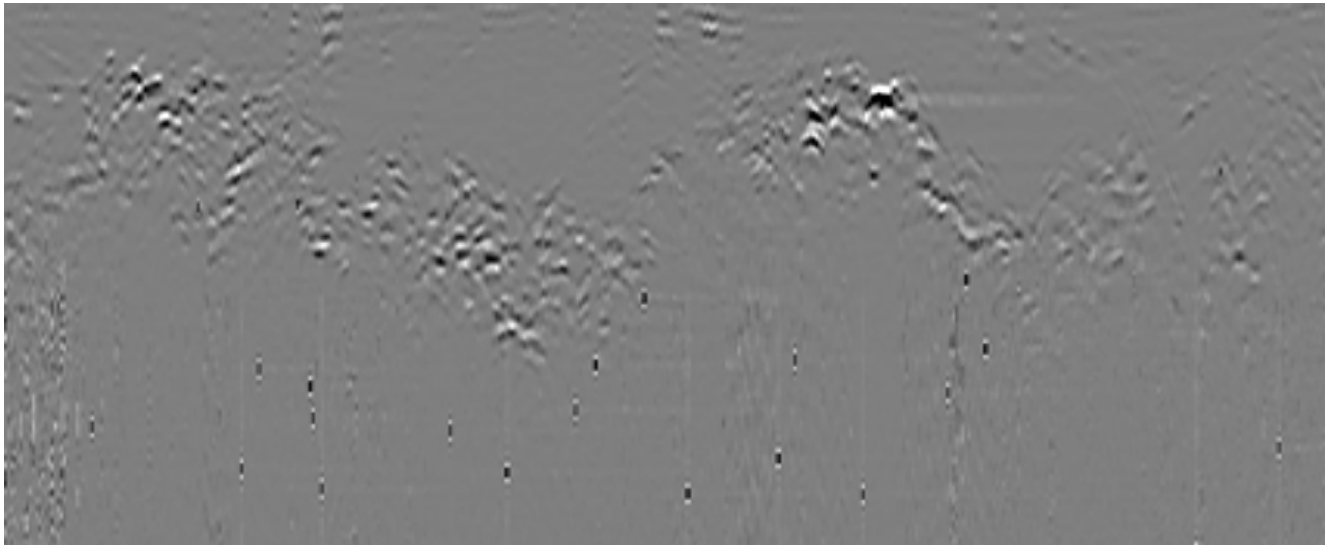


Figure 8 – Sample data acquired with a commercially-available GPR system at 1 m sample spacing. Section represents profile approximately 150 m in length and 28 m in depth.

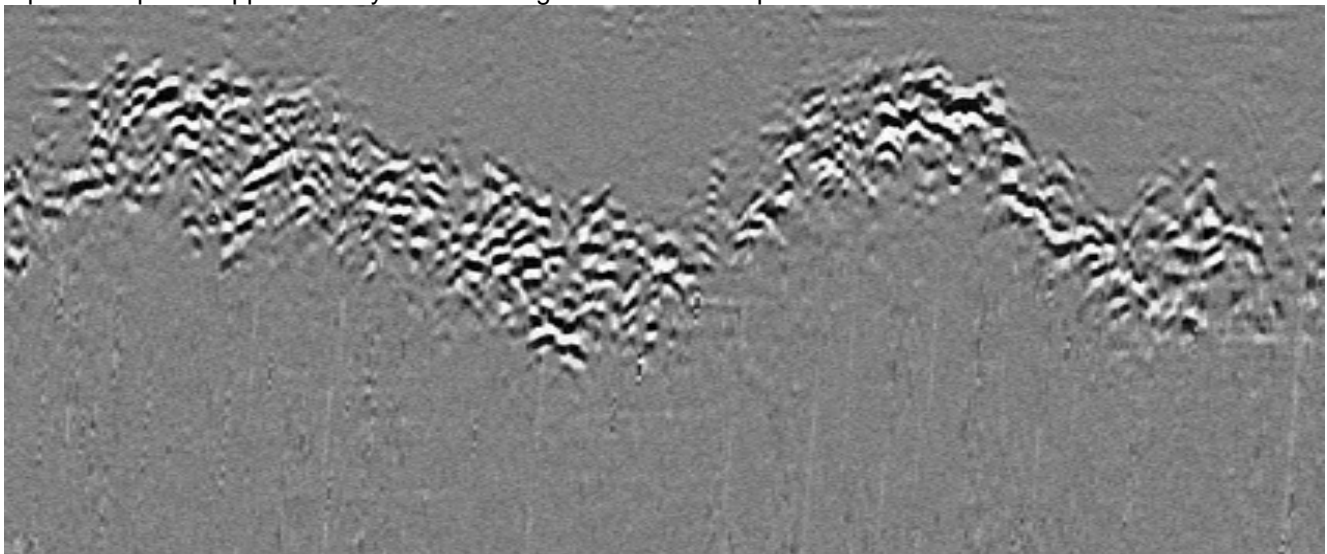


Figure 9 – Section above re-surveyed with laterite GPR system at 0.25 m sample spacing. Survey extents as above.

The depth limitations of GPR technology at exceptionally deep laterite deposits (> 60 m) may be addressed with the development of ultra-penetration radar instrumentation. By significantly increasing

the transmitted power and employing the most advanced digital signal processing techniques within the electronics, it may be feasible to image the even deepest weathering profiles in detail.

Significant advances have also been recently made in the processing and interpretation of GPR data from laterite deposits. Historically these tasks were limited to algorithms designed for non-mining applications, resulting in interpretations which were highly speculative. The interpretation of complex GPR profiles from laterite applications traditionally relied on a practitioner's ability to discern subtle variations in reflection amplitudes, polarities, morphologies, and facies continuity. Although this approach is suitable for individual datasets, production scale use of GPR technology for resource evaluation requires a more robust and consistent approach to data processing and analysis. This need has been exacerbated by the development of rapid-coverage laterite GPR systems which generate significantly more detailed profiles.

Rather than be confined to considering GPR profiles as geophysical datasets, a novel approach considers profiles as high-bit raster images (Francke, 2007). In so doing, the use of advanced image processing routines developed for the forensics, medical imaging and industrial quality control fields become a practical interpretation tool.

The application of this technology applied to laterite projects is provided in the following example, to aid the detection and mapping of silica-rich (chalcedony) zones. These zones often impact on grade continuity and are generally the result of uneven dissolution of the parent rock mass, or silica accumulations along preferential leachate pathways within paleofault structures. The high silica regions displayed in GPR profiles are commonly characterised by subtle textural variations between the sparse reflectors of the surrounding rocky saprolite boulders and the more chaotic signature of chalcedony. An example of typical GPR data acquired from this occurrence is shown in Figure 10.

Figure 11 illustrates the results of the application of a morphology detection algorithm followed by a conditional smoothing operator. The subtle textural variation in the original dataset is now depicted as a region of brighter pixels. A brightness threshold contouring function then yields the outline of the target region (Figure 12).

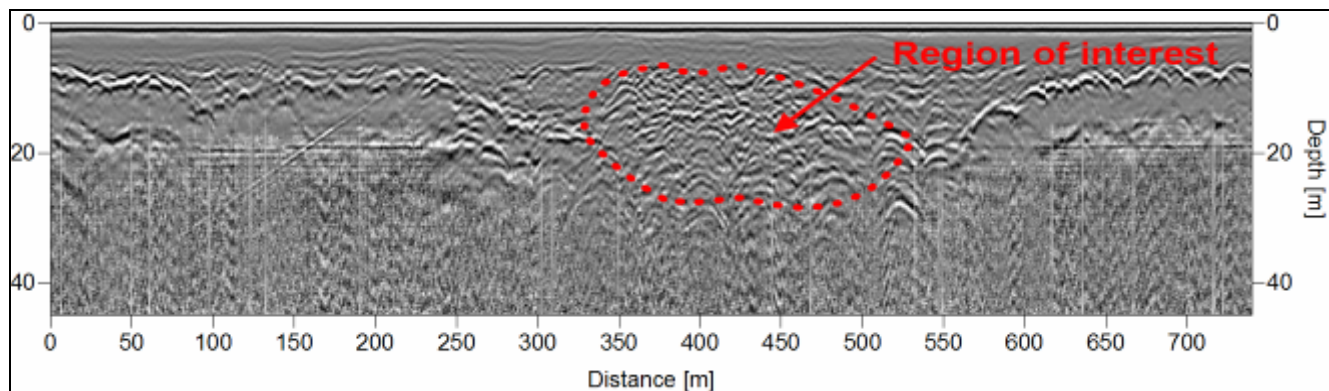


Figure 10 - GPR profile from laterite project showing subtle textural variations associated with high silica zones.

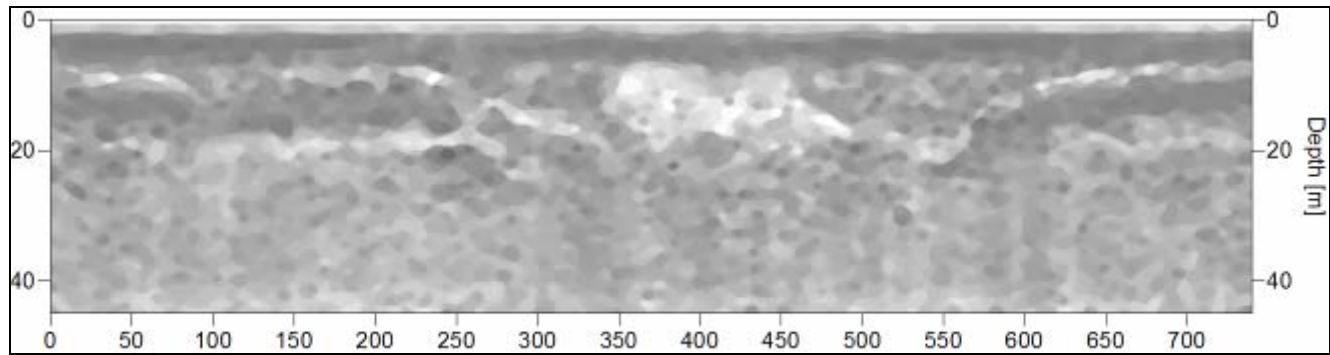


Figure 11 - Dataset having undergone multiple iterations of a grayscale morphology algorithm along with a conditional smoothing operator.

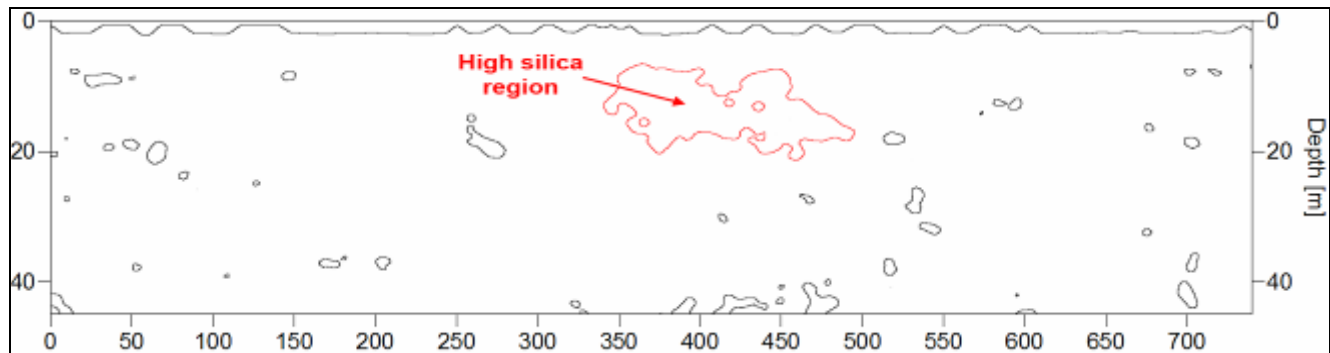


Figure 12 - Results of edge detection function using image brightness contouring.

## CONCLUSIONS

Recent advances in GPR technology and its application to laterites have demonstrated significant cost savings for resource definition. In suitable environments, GPR is capable of imaging, in high resolution, the thickness of limonite, earthy saprolite, rocky saprolite as well as the depth to and texture of the bedrock interface. In addition, new processing algorithms are enabling the automated detection and classification of anomalous zones such as chalcedony within GPR profiles.

GPR may also be employed to augment resource estimates where drilling is incomplete due to access, assumed erosion, drilling failures, or where drilling was terminated short of the final profile depth.

In general, GPR is a more effective method of defining the gross lateritisation sequence in suitable deposits than a linearly-interpolated model derived from drill hole data alone.

## REFERENCES

- Baxter, C., 2004. Nickel laterite deposits; their global distribution, nature of mineralisation, structural controls, exploration methods, resource evaluation methods, and factors affecting their economics. MSc. thesis, University of Western Australia: 178p.
- Francke, J., 2000. The application of geophysics to nickel laterite resource evaluation. MSc. thesis, University of Canterbury: 219p.

- Francke, J., 2007. The application of image processing and analysis algorithms to complex GPR datasets. Proceedings of the 20<sup>th</sup> Annual Symposium on the Application of Geophysics to Engineering and Environmental Problems, Denver, USA.
- Francké, J.C., Nobes, D.C.; 2000: A preliminary evaluation of ground penetrating radar for nickel laterite exploration. Proceedings of the 8<sup>th</sup> Annual International GPR Convention, Gold Coast, Australia: 8 – 13.
- Francké, J.C., Parkinson, G.J.; 1999. The new role of geophysics in nickel laterite exploitation and development. Proceedings of the Mining Millennium / PDAC2000 Convention, Toronto, Canada.
- Francke, J., and Yelf, R., 2003. Applications of GPR to surface mining. Proceedings of the 2<sup>nd</sup> International Workshop on Advanced Ground Penetrating Radar, Alex Yarovoy, ed. Delft, the Netherlands, Delft University of Technology: 115-119.
- Joint Ore Reserves Committee of the Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Australian Institute of Geoscientists, and Minerals Council of Australia (JORC), 2004. Australasian code for reporting of mineral resources and ore reserves, The JORC Code. Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 21p.
- Lyll, G., 2003. Geological modelling and evaluation of nickel laterite deposits. Anglo American Chile Internal Report, 10p. (unpublished)
- Queen, L.D., Parkinson, G.J., Francké, J.C., 1998. The integration of ground penetrating radar in resource delineation for nickel laterites in Papua New Guinea. Proceedings of the Pacific Exploration Technologies'98 Symposium, Nadi, Fiji: 189-193.



## SITUACION ACTUAL DEL SISTEMA DE PROSPECCION GEOLOGICA DE LATERITAS EN CUBA

**Waldo Lavaut Copa<sup>(1)</sup>**

(1) Empresa Geominera Oriente, Km 2 1/2 de la Carretera de Siboney, Alturas de San Juan, Santiago de Cuba, Cuba, E-mail: wlavaut@geominera.co.cu

### RESUMEN

El Sistema de Prospección Geológica de Lateritas en Cuba en los últimos 15 años se ha modernizado con la introducción de tecnologías de avanzada como las Estaciones Topográficas Totales <SOKIA>, Georradar geofísico, ICP analítico para la determinación de la composición química de las muestras geológicas, técnicas de Procesamiento Computarizado de la Información, la documentación de los procedimientos técnicos, lo que permite un elevado nivel de respuesta a las solicitudes de los clientes.

Como avances de importancia en el Sistema de Prospección de Lateritas, se destacan las aplicaciones geofísicas que han permitido precisar el cálculo de recursos lateríticos con una mejor cuantificación de la geometría de los depósitos friables y las irregularidades del basamento. Los nuevos métodos geológicos aplicados, tales como la determinación de los pesos volumétricos en muestras de pequeño volumen ( $792\text{cm}^3$ ), tomadas por la perforación en sustitución de muestras grandes tradicionales ( $2.25\text{m}^3$ ) con pozos criollos; la utilización de pozos de perforación en forma agrupada para el control del muestreo realizado en pozos individuales de la red básica aplicada según el caso o estadio de investigación; la introducción del mapa geológico del depósito laterítico que lleva la estructura litológica de la corteza de intemperismo, las variedades de protolitos o rocas madres, el fallamiento tectónico, etc.; la geometrización y cuantificación de los recursos minerales lateríticos según contornos cerrados o cuerpos continuos en vez del método de área corrida.

No obstante, el Sistema de Prospección Geológica en Cuba aún presenta aspectos neurálgicos frente a la variedad y complejidad de los diferentes depósitos de mineral laterítico.

### ABSTRACT

The System for Geologic Prospecting of Laterites in Cuba in the last 15 years has been modernized with the introduction of advanced technologies as the Total Topographical Stations <SOKIA>, geophysical GPR, analytic ICP for the determination of the chemical composition of the geological samples, Computer Processing of the information, documentation of the technical proceedings what allows a high answer level to the client's tasks.

As important advances of the System for Geological Prospecting of Laterites stand out the geophysical applications that have allowed to improve the calculation of lateritic mineral resources with a better quantification of the geometry of the friable deposits and the irregularities of the basement. The new applied geologic methods, such as the determination of the tonnage factor in samples of small volume ( $\sim 792\text{cm}^3$ ), taken by the perforation in substitution of traditional big samples ( $2.25\text{m}^3$ ) with pits; the use of grouped perforation holes for the control of the sampling carried out in individual holes of the basic grid, applied according to the case or investigation stage; the introduction of the geologic map of the lateritic deposit that shows the lithologic structure of the crust of waste, the protolith varieties or parent rocks, the tectonic faulting, etc.; the contouring and quantification of the lateritic mineral resources according to closed contours or continuous bodies instead of the method of run area.

Nevertheless, the System for Geologic Prospecting of laterites in Cuba still should be farther developed in front of the variety and complexity of the different lateritic mineral deposits.

### INTRODUCCIÓN

El comienzo de la prospección geológica de las lateritas de Cuba data de las primeras décadas del siglo XX, cuando las compañías españolas y americanas comenzaron a investigar estos depósitos,

primero como posible materia prima ferruginosa, y luego como niquelífera para la producción de aceros. Entonces los métodos aplicados se correspondían con intereses estrechos, no llegaron a conformar por tanto un sistema de prospección geológica estructurado y sólo resolvían determinadas tareas según la necesidad más inmediata.

Así, durante la prospección para mineral de hierro solamente se estudiaba la parte superior de la corteza de meteorización, en muchos lugares superficialmente con la recolección de la gravilla ferruginosa concrecional, desatendiéndose las porciones intermedia y profunda de las cortezas de intemperismo. El componente útil valorado era el contenido de hierro. Los mecanismos de prospección eran ligeros y consistían principalmente en laboreos mineros poco profundos (calicatas, trincheras, limpiezas), toma de muestras globales para la valoración del mineral. El níquel y cobalto eran tratados como componentes nocivos del mineral.

La valoración para níquel a partir de los años treinta del siglo pasado permitió un mayor despliegue instrumental con la utilización, además de los laboreos, de técnicas de perforación a mano y mecanizada. Se requirió del trazado de líneas y amarre topográfico de los perfiles de perforación, así como del diseño de redes escalonadas de perforación y muestreo para lograr los diferentes niveles de aproximación en la localización y cubicación del mineral, según las exigencias de la época, en lo que predominaban los criterios de la escuela americana de Geología. El tamaño de las cuadrículas de perforación y muestreo resultó ser el más diverso, y no siempre ajustado a las particularidades geológicas de las distintas localidades. Los elementos útiles valorados eran principalmente Fe y Ni; el Co era considerado nocivo durante mucho tiempo, en ocasiones por tanto, se realizaron campañas para la determinación individual de estos componentes del mineral, como por ejemplo en el yacimiento Las Iberias de la región de Moa.

Con el incremento del interés por la asimilación industrial de las lateritas y la proyección de las plantas metalúrgicas, primero en Lengua de Pájaro (Nicaro) a comienzo de la década del 40 del siglo XX, y luego en Moa en la década del 50 del mismo siglo, se intensificó el estudio de las lateritas abarcando principalmente las áreas de las cuencas de los ríos Levisa y Moa. Esto permitió el comienzo de la explotación minera de los yacimientos del grupo Nicaro con la primera producción industrial de níquel por vía carbonato-amoniaco en 1943, y el comienzo de la edificación de una nueva planta con proceso ácido en Moa (dirigida por la subsidiaria americana Moa Bay Co.).

En la década del 60 y comienzos de la década del 70 del siglo XX se realiza la revisión y control de las exploraciones geológicas americanas para Ni y Co con una nueva estimación de los recursos minerales no explotados. A partir de este momento, comienza a producirse un giro importante en la metodología de prospección geológica de las lateritas de Cuba, con la introducción de un número mayor de métodos de estudio, sobre todo en lo referente al estudio de las propiedades tecnológicas y de la composición sustancial del mineral. También se realizó la exploración complementaria del mineral serpentínico del yacimiento Moa. No obstante, no fueron modificadas en la práctica en lo adelante las dimensiones y geometría de las cuadrículas de perforación y muestreo, a pesar de que se realizaron por varios investigadores de esta década del 70 diversos estudios que mostraron la posibilidad de variar incluso el paso de la red entre las perforaciones sin que por esto se afectaran los resultados de la exploración.

De esta forma, a partir de los años finales de la década del 70, y sobre todo a partir de los años 80 del siglo XX, con la participación consciente de varios investigadores cubanos, ya con cierta experiencia en la exploración de lateritas, se comienza una fase investigativa importante que permitió luego la modificación, ampliación y estructuración de diversos métodos en un **Sistema** para la prospección geológica de las lateritas cubanas, aplicado ampliamente en la región oriental del país.

## MATERIALES Y MÉTODOS

El presente trabajo se confeccionó sobre la base del estudio, generalización y sistematización de la información publicada y de archivo proveniente de los trabajos de prospección y exploración geológicas de diferentes campañas, realizados en las lateritas de Cuba durante un período de tiempo de unos 85 años, así como de trabajos temáticos investigativos, tesis de grados y publicaciones de los últimos 15 años.

Además, se utilizó la documentación geológica, las instrucciones metodológicas vigentes y procedimientos técnicos documentados en el expediente de la empresa GEOMINERA ORIENTE, que ha sido la entidad estatal que ha realizado hasta la actualidad la prospección y exploración geológica de los yacimientos lateríticos en Cuba a partir de la década del 60 del siglo XX, luego de la creación del Instituto Cubano de Recursos Minerales (ICRM).

## RESULTADOS

El análisis histórico de la evolución del **Sistema de Prospección Geológica de Lateritas** en Cuba (en lo adelante **SPGL**) permite fraccionar su desarrollo en tres etapas fundamentales:

- a) Período americano (1905-1960);
- b) Período cubano-soviético (1961-1983);
- c) Período cubano (1984-actual).

El período americano se corresponde con la evaluación inicial de las lateritas para mineral de hierro con la obtención de aceros (aceros MAYARI), y para Ni+Co con la producción de sinter+óxido de níquel en la planta de Nicaro; así como la preparación para su asimilación industrial del yacimiento Moa Occidental (situado al Oeste del río Moa) y la porción occidental de Moa Oriental (situado al Este del río Moa), explorados para ser asimilados en una nueva planta en construcción en Moa con proceso tecnológico ácido para la obtención de sales sulfuradas de Ni+Co.

El período cubano-soviético se relaciona con la evaluación de control de las exploraciones del período americano, efectivamente a partir de la creación del Instituto Cubano de Recursos Minerales (ICRM) que fue el 7 de noviembre de 1961, durante el resto de la década del 60 y primera mitad de la década de los 70 del siglo XX. También se realizó la prospección geológica de extensas áreas poco estudiadas en Moa, y la exploración hasta categoría B del 20% del tonelaje total cubicado para la alimentación de las plantas activas, así como las áreas de minería inicial de las nuevas plantas proyectadas a ser edificadas en Moa con un proceso tecnológico carbonato-amoniaco (plantas Punta Gorda, en lo adelante Empresa Ernesto Guevara, activa desde 1986; y CAME-I o Las Camariocas que aún no se ha terminado de construir), incluyendo las tomas de las muestras tecnológicas a escala de banco, semi-industriales e industriales.

En estos dos periodos, la evaluación se realizaba por disímiles cuadrículas de perforación (redes cuadradas y a veces rectangulares) con perforación mecanizada, fundamentalmente con barrena helicoidal (espiral) en el período americano, y en forma combinada: espiral en la parte friable continuando a columna en la parte dura del corte (método de perforación integral) en el período cubano-soviético. En ocasiones la perforación se realizó a mano utilizando barrenas de cuchara, esto último sobre todo durante los muestreos globales para pruebas tecnológicas. En algunos casos, en vez de perforaciones, la prospección se realizaba con calicatas también según cuadrículas cuadradas y rectangulares, como ocurrió en el yacimiento La Mulata en Pinar del Río (años 1939-43), Iberias-Buena Vista en la Cuchillas del Toa (años 1954 y 1955-56) y otros.

La densidad de **redes básicas** (ordinarias) de perforación y muestreo se realizaba en base al principio de las aproximaciones sucesivas, siendo por estadio de la siguiente manera:

- a) En el estadio de la **prospección preliminar y detallada** (recurso preliminarmente evaluado con supuesto valor industrial ~ Categoría  $C_2$  ~ actualmente **recurso inferido** con 60-90% de error): respectivamente 600x600m, 400x400m; y 300x300m, 200x400m, 250x250m, 243.8x243.8m, 200x200m;
- b) En el estadio de **exploración preliminar** (recurso orientativamente evaluado con valor industrial demostrado ~ Categoría  $C_1$  ~ actualmente **recurso indicado** con 30-60% de error): 150x150m, 122x122m, 120x120m, 100x100m;
- c) En el estadio de la **exploración detallada** (recurso con valor industrial evaluado detalladamente ~ Categoría B ~ actualmente **recurso indicado** con 20-30% de error): para los yacimientos del Nicaro (Sol Libano, Ocuja-Ramona, Martí, Levisa, Luz Norte-Sur, Vega Grande) se utilizó la red 25x25m; para los yacimientos de Moa 33.3x33.3m, ocasionalmente 76x76m; y para el yacimiento Pinares de Mayarí 30x30m, ocasionalmente 91.4x91.4m durante la exploración de las lateritas para mineral de hierro;
- d) En el estadio de la **exploración de explotación** (recurso preparado para su explotación ~ Categoría A ~ actualmente **recurso medido** con 10-20% de error): para los yacimientos de Nicaro se utilizaron las redes 17.7x17.7m y 12.5x12.5m, esta última en caso de que el coeficiente de mineralización del depósito fuera inferior a 60%; para el yacimiento Pinares de Mayarí se utilizaron las redes 21.2x21.2m y 15x15m, esta última en caso de que el coeficiente de mineralización del depósito fuera inferior a 60%; para los yacimientos de Moa se utilizó la red 16.6x16.6m casi en forma estándar para todas las áreas. Experimentalmente, en distintas épocas se densificaron a modo de comprobación pequeñas áreas hasta 7.6x7.6m (en Pinares de Mayarí) y 8x8m en Moa (bloque O-48 de yacimiento Punta Gorda). También durante la toma de muestras tecnológicas semi-industriales e industriales en este estadio se perforaron cuadrículas estaquilladas a 4x4m y 2x2m en las áreas seleccionadas del yacimiento.

Los resultados de las perforaciones eran controlados con pozos criollos de avance semi-mecanizado de secciones  $1 \times 1.5 \text{ m}^2$  y luego  $1.5 \times 1.5 \text{ m}^2$  en la cantidad de 2-2.5% del total de perforaciones durante la exploración orientativa y 1-2% del total de perforaciones durante la exploración detallada. La necesidad de controlar con pozos criollos se debe a las diferencias observadas entre los laboreos mineros (pozos criollos, frentes de canteras) y los datos de las perforaciones, ya que estas frecuentemente reportaban potencias generalmente mayores debido a su profundización selectiva a través de grietas y espacios entre bloques de rocas madres duras en la base de la corteza de meteorización, y en ocasiones también menores debido a la detención de la barrena espiral por bloques flotantes o pináculos (salientes) de rocas madres duras, lo cual es un fenómeno de tipo local, ya que globalmente para todo el depósito existe la tendencia a la compensación de estas diferencias. Se ha comprobado una buena coincidencia de los datos de los pozos criollos con los de la minería. A modo de ejemplo, se exponen las diferencias observadas entre las perforaciones básicas y los pozos criollos avanzados en los mismos puntos que estas en dos yacimientos lateríticos de importancia actual (Vea tablas I y II). Esto motivó la introducción del método de perforación denominado "**perforación integral**" a mediados de los años 70 del siglo XX, consistente en la perforación del friable con barrena espiral (Hollow Auger en caso de perforaciones paramétricas: mineralógicas, etc.) y la continuación del pozo con columna (portatestigos) en las rocas duras compactas (categorías V-IX), que logró resolver las limitaciones por bloques flotantes, pero no logró suprimir el control con pozos criollos.

Además, los pozos criollos semi-mecanizados tenían la función de obtener información de las propiedades físicas (peso volumétrico, disgregación natural, humedad natural, granulometría,

fragmentosidad, propiedades físico-mecánicas) del mineral y escombros. De ellos se tomaban muestras para estudios especiales, como son las investigaciones mineralógicas, tecnológicas y otras.

Un número minoritario de calicatas o pozos criollos manuales con fines de control-prospección con sección  $1 \times 1.25 \text{ m}^2$  se avanzaban en los puntos dudosos planificados a perforar para discriminar áreas (zonas con afloramientos y poco espesor friable de la corteza:  $<3\text{-}5\text{ m}$ ; pendientes pronunciadas del terreno:  $20\text{-}30^\circ$ ; presencia de protolitos/rocas madres de dudosa productividad para Ni+Co: peridotitas plagioclásicas, impregnadas, antigotitas, esquistos, mafitas olivínicas, etc.).

Además de las perforaciones básicas, se realizaba una determinada cantidad de perforaciones especiales para investigaciones hidrogeológicas, técnico-mineras y mineralógicas, equivalentes a perforaciones paramétricas (estructurales) en menor o mayor cantidad según el estadio de las investigaciones geológicas.

Todos los trabajos se acompañaban de trazado y amarre topográfico, y se realizaba levantamiento taquimétrico de la superficie del terreno en escala 1:1000 durante el estadio de la exploración detallada. Durante la exploración orientativa se demarcaban las magistrales de los bloques de explotación con la monumentación de sus esquinas. Estos bloques tenían las dimensiones de  $300 \times 300 \text{ m}$  en los yacimientos de Moa y Pinares de Mayarí, y  $250 \times 250 \text{ m}$  en los yacimientos de Nicaro.

El material de las muestras básicas era analizado sólo químicamente con determinación de Fe, Ni y Co, en ocasiones solamente Fe y Ni, anterior al año 1997. Los componentes nocivos ( $\text{SiO}_2$ ,  $\text{MgO}$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ , etc.) al principio se determinaban más frecuentemente en muestras compuestas globales por depósito mineral o bloque de explotación. En lo sucesivo, se determinaban en compuestas por tipos tecnológicos de menas (capas minerales) en pozos de perforación según redes de  $300 \times 300 \text{ m}$  al inicio, y luego de  $100 \times 100 \text{ m}$  para la mena laterítica LB y  $141.4 \times 141.4 \text{ m}$  para la mena serpentínica SB. En el momento actual, debido a la existencia de análisis con ICP, los nocivos se determinan en las mismas muestras básicas en un solo paquete analítico de ocho componentes (Fe, Ni, Co,  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{MgO}$ ,  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  y MnO). En las muestras especiales (mineralógicas, etc.) se determina la composición química completa usual diseñada para las muestras geológicas (18 componentes). Todos los análisis hoy día son cuantitativos. Durante mucho tiempo (hasta mediados de los años 90 del siglo XX) se determinaba la composición química de las muestras compuestas, complementariamente, con análisis espectrales y químico-espectrales con precisión semi-cuantitativa para saber sobre la existencia de elementos minoritarios (trazas).

Antes de los análisis, las muestras tomadas se sometían a un proceso de preparación de muestras con trituración, pulverización y cuarteos según la Ley de Richard-Chechette, calculado para  $K=0.1$ . Las muestras mineralógicas se sometían a tamizajes con separación de las fracciones gruesas, medias y finas, así como separación de fracciones magnéticas, no magnéticas y electromagnéticas. El material final era analizado según su fin químicamente y mineralógicamente por distintos métodos y marchas analíticas.

Además de las perforaciones y laboreos mineros, se obtenía información de superficie por la vía de los itinerarios geológicos e hidrogeológicos con cartografía de diferentes escalas, según el estadio de las investigaciones geológicas.



El periodo cubano de desarrollo del **SPGL** a partir del comienzo de la década de los 80 del siglo XX, se caracterizó por la realización de investigaciones cooperadas temáticas y temático-productivas, así como investigaciones individuales de varios especialistas cubanos utilizando diferentes vías, que abarcaron casi todos los aspectos y métodos del **SPGL**, legado de los períodos precedentes, y se incorporaron nuevos métodos que perfeccionaron este sistema, a tenor de la implantación de exigencias más rigurosas al estudio de los yacimientos y a la calidad de la información geológica entregada a las industrias procesadoras en el ámbito nacional e internacional (Aparecimiento de las normativas ISO, sistemas de acreditación y auditorías de recursos minerales, desarrollo de las redes locales de oficinas de control del Fondo Geológico: ONRM-OTRM, implantación de nuevas Instrucciones de clasificación de recursos y reservas minerales mucho más rigurosas a escala nacional e internacional, el desarrollo científico-técnico del país, etc.). En forma resumida, cabe señalar los siguientes aspectos:

- Confección de normas técnicas y tecnológicas que recogieron el gran legado colectivo e individual de varias décadas precedente, así como los logros y perfeccionamientos técnico-organizativos más recientes, que fue el primer paso dado en este periodo (Norma de Muestreo, Normas de Trabajos Topográficos, Norma de Estadíos de los Trabajos Geológicos, Normas Metodológicas por Actividades, Normas de Trabajos Analíticos, Normas de Confección de Proyectos e informes Geológicos, etc., las cuales tenían carácter empresarial y ramal;
- Introducción de la Computación con la informatización de cada actividad, la creación de softwares especializados, la regularización de la documentación primaria y final geológica, lo que permitió la creación de bases de datos, paquetes informativos y sistemas de manipulación de bases de datos, así como de documentos geológicos de mayor calidad y con mayor rapidez;
- Realización de Investigaciones Temáticas y Temático-Productivas sobre los aspectos geológicos, tecnológicos y económicos del **SGPL**:
  - a) Estudios comprobatorios de las densidades de redes, estableciendo la necesidad de la argumentación a través del estudio de redes de la geometría y densidad de las redes de perforación y muestreo en particular para cada depósito mineral y evitar la aplicación mecánica en forma territorial por analogía, según venía haciéndose;
  - b) Aplicación de cuatro perforaciones agrupadas (pozos grupales) distantes 1.5m unas de otras y situadas simétricamente sobre un punto anteriormente perforado con el fin del control de las perforaciones básicas. Este método permitió complementar satisfactoria y económicamente la red de control que casi siempre quedaba por debajo de lo requerido, debido a los altos costes y complejidad del avance de pozos criollos por una red relativamente densa, según se requiere durante la exploración geológica de los depósitos (Vea tabla II);
  - c) Supresión del cut off de pozo en los yacimientos de Moa, la disminución del cut off de Ni en la muestra hasta 0.9%, así como introducción de la evaluación dinámica de los recursos minerales lateríticos, lo que permitió la posibilidad de un mayor aprovechamiento de las reservas de menas y un uso más racional del mineral (Vea tabla III);
  - d) Introducción del principio de la determinación de los pesos volumétricos por litología y profundidad, basado en el carácter negativo de la regresión del peso volumétrico sobre la profundidad, establecido en cada zona litológica de la corteza de meteorización. En la



tabla IV se expone esta regularidad en el ejemplo del yacimiento Pinares de Mayarí (Vea tabla IV);

- e) Se demostró la posibilidad del incremento de la longitud de muestreo hasta 1 metro estándar, con fluctuaciones para captar la influencia de los cambios litológicos de 0.20 hasta 1.20m. Esto permitió eliminar los muestreos que masivamente se realizaban con longitud estándar de 0.5m en los yacimientos de Nicaro y Pinares de Mayarí donde las redes de perforación y muestreo eran además las más densas, lo que conllevaba a gastos excesivos de recursos y tiempo, sin que por esto se logaran efectos justificativos (Vea figura 1);

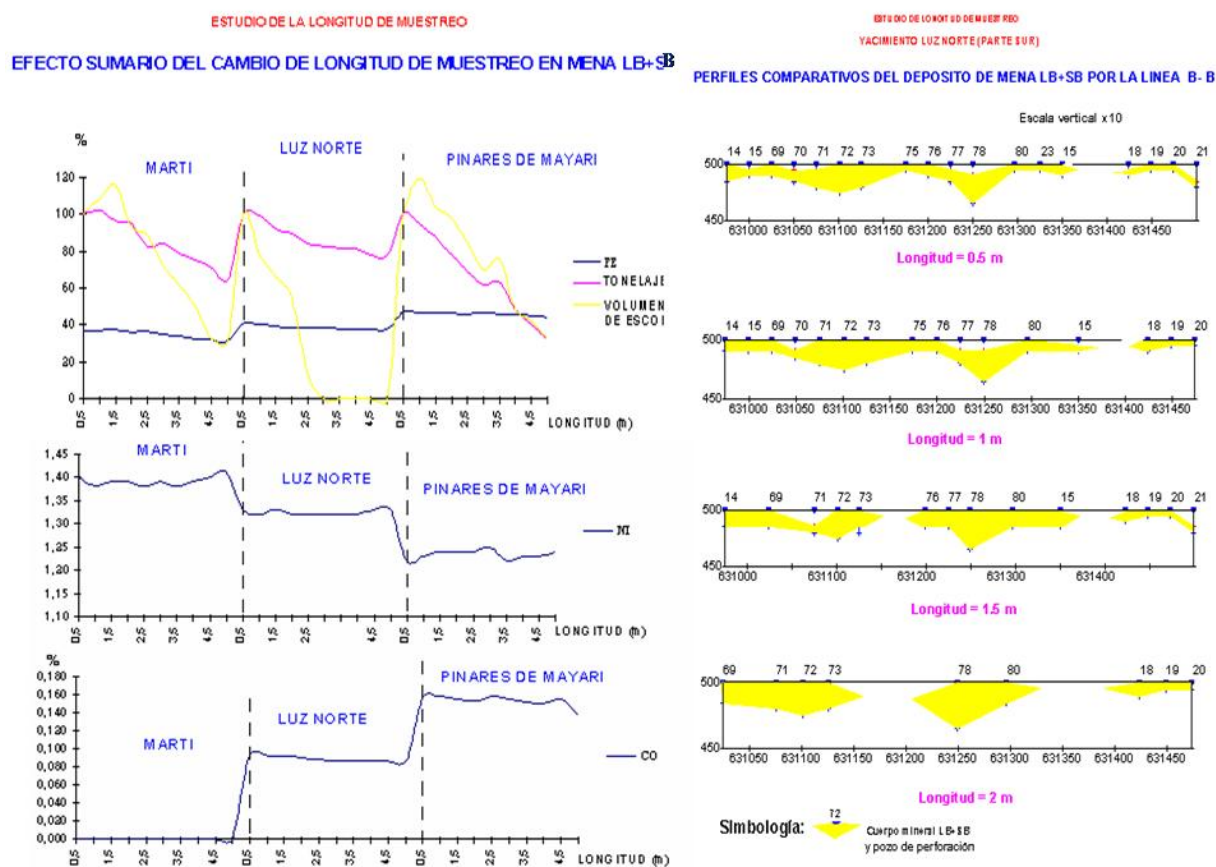


Figura 1. Demostración del Cambio de Longitud de Muestreo en Yacimientos de Nicaro

- f) Introducción de una nueva clasificación litológica con el reconocimiento de seis zonas litológicas y ocho tipos de perfiles litológicos, lo que facilitó la cartografía geológica de la corteza de meteorización y permitió la confección de los mapas geológicos a gran y pequeña escalas (territorial y por separado para cada depósito mineral o área). Esto sentó la obligatoriedad de la documentación geológica según un mismo principio, lit par lit y por sondeos, en los testigos de la perforación y paredes de los laboreos, facilitando y elevando el rigor de las construcciones geológicas, así como la generalización y correlación

geológica (Vea figura 2). A modo de ejemplo, en la figura 3 se expone el mapa geológico del yacimiento Pinares de Mayarí, confeccionado acorde a este clasificador (Vea figura 3);

CLASIFICACION DEL PERFIL LITOLOGICO		
COLUMNA		
1	* * OICP	L A T E R I T A
2	-V- OI	
3	V	
	V	
	V	
4	V @ V OEI	S A P R O L I T A
5	@ RML	
6	V V V RMA	
PERFIL DE INTEMPERISMO		
A) PERFILES LATERITICOS :		
INESTRUCTURAL COMPLETO		1 y 2
INESTRUCTURAL INCOMPLETO		1 ó 2
ESTRUCTURAL COMPLETO		1, 2 y 3
ESTRUCTURAL INCOMPLETO		1 ó 2 y 3
B) PERFILES LATERITICO-SAPROLITICOS		
ESTRUCTURAL COMPLETO		1, 2, 3, 4 y 5
ESTRUCTURAL INCOMPLETO		1 y ó 2 y ó 3 y 4 y ó 5
C) PERFILES SAPROLITICOS:		
ESTRUCTURAL COMPLETO		4 y 5
ESTRUCTURAL INCOMPLETO		4 ó 5

**SIMBOLOGIA:** OICP= Ocrec inestructurales con concreciones (perdigones) OI= Ocrec inestructurales sin concreciones  
OEF= Ocrec estructurales finales OEI= Ocrec estructurales iniciales  
RML= Rocas madres lixiviadas RMA= Rocas madres agrietadas

Figura 2. Estructura Litológica General y Clasificador Litológico de las Cortezas Cubanas

- g) Determinación del peso volumétrico en muestras de pequeño volumen ( $792\text{cm}^3$ ), tomadas del testigo de la perforación en forma de monolitos con la determinación de su humedad natural, ha permitido la determinación de pesos volumétricos donde no se pueden tomar con pozos criollos, debido a inundación, derrumbes o peligro de hundimientos del terreno, así como en puntos adicionales sin necesidad de los costosos laboreos mineros. Se demostró que los valores obtenidos son equivalentes y a veces mejores que los determinados en pozos criollos con muestras de gran tamaño ( $2.25\text{m}^3$ ). En la tabla V se exponen datos comparativos de ambos tipos de determinaciones, hechas en el yacimiento Camarioca Norte (Vea tabla V);

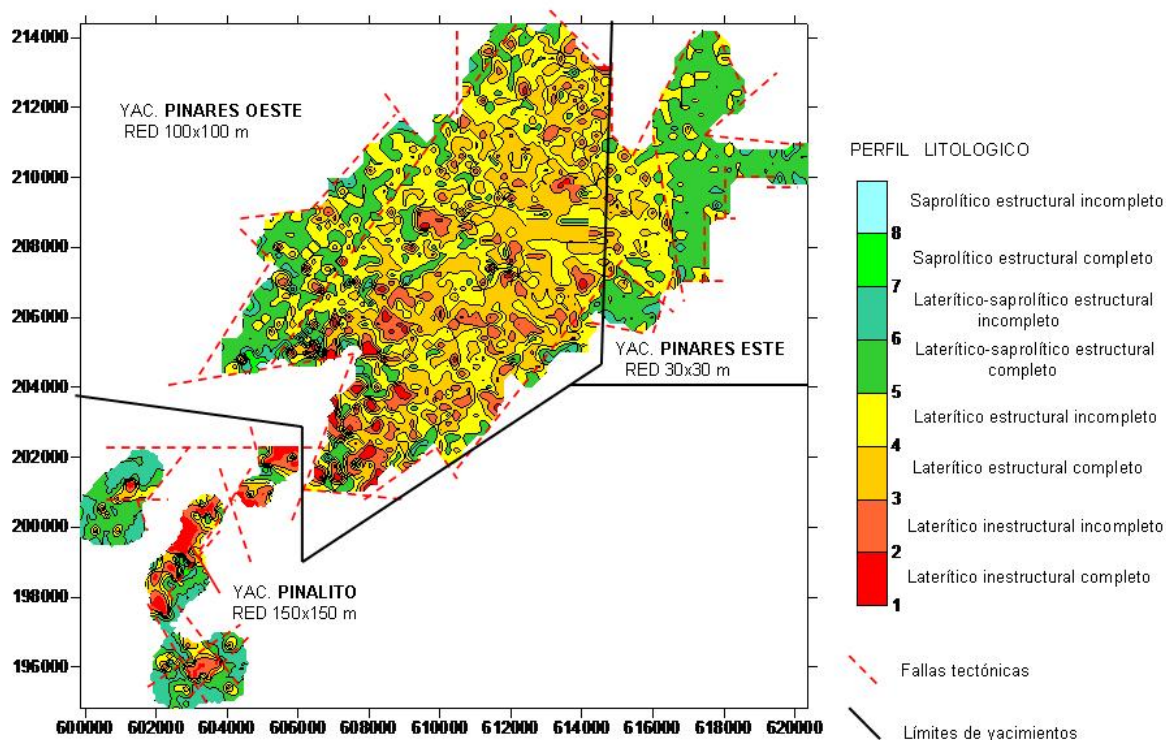


Figura 3. Mapa Geológico del Yacimiento Pinares de Mayarí y Pinalito (Sierra de Nipe)

- h) Introducción de las aplicaciones geofísicas en la prospección geológicas de las lateritas. La experimentación se comenzó en Cuba a mediados de la década del 70 del siglo XX, pero debido a limitaciones durante los ensayos fue relegada durante mucho tiempo, siendo retomadas las experimentaciones con nuevas ideas metodológicas través del SEV-PI en el año 1997, obteniéndose resultados satisfactorios que permitieron la aplicación práctica de este complejo de métodos para los fines de la prospección geológica de las lateritas. El método permitió precisar y cuantificar con alta precisión el espesor friable de la corteza de meteorización (coeficiente de correlación >90% entre el dato real y el estimado por Geofísica), al cual es proporcional la potencia y tonelaje de mineral, por lo que fue posible su utilización para mejorar la estimación local (entorno de las perforaciones), y así obtener un cálculo de recursos en gran medida exento de la distorsión de potencia del método de perforación señalado más arriba. De esta manera, generalmente la Geofísica reporta menos potencia que la obtenida por perforación, aunque en puntos aislados también ocurre lo contrario. En la figura 4 se expone en forma comparativa la distribución del espesor friable para el yacimiento Yagrumaje Norte en Moa con el método SEV-PI (Vea figura 4). Actualmente esto se ha mejorado con la introducción del GPR (Geo-radar) en el **SPGL**, con lo cual se logra una imagen continua y de mayor exactitud de la estructura interna y espesor de la corteza de meteorización por los perfiles investigados.

### APLICACIONES GEOFÍSICAS EN YAGRUMAJE NORTE (SEV-PI, GPR)

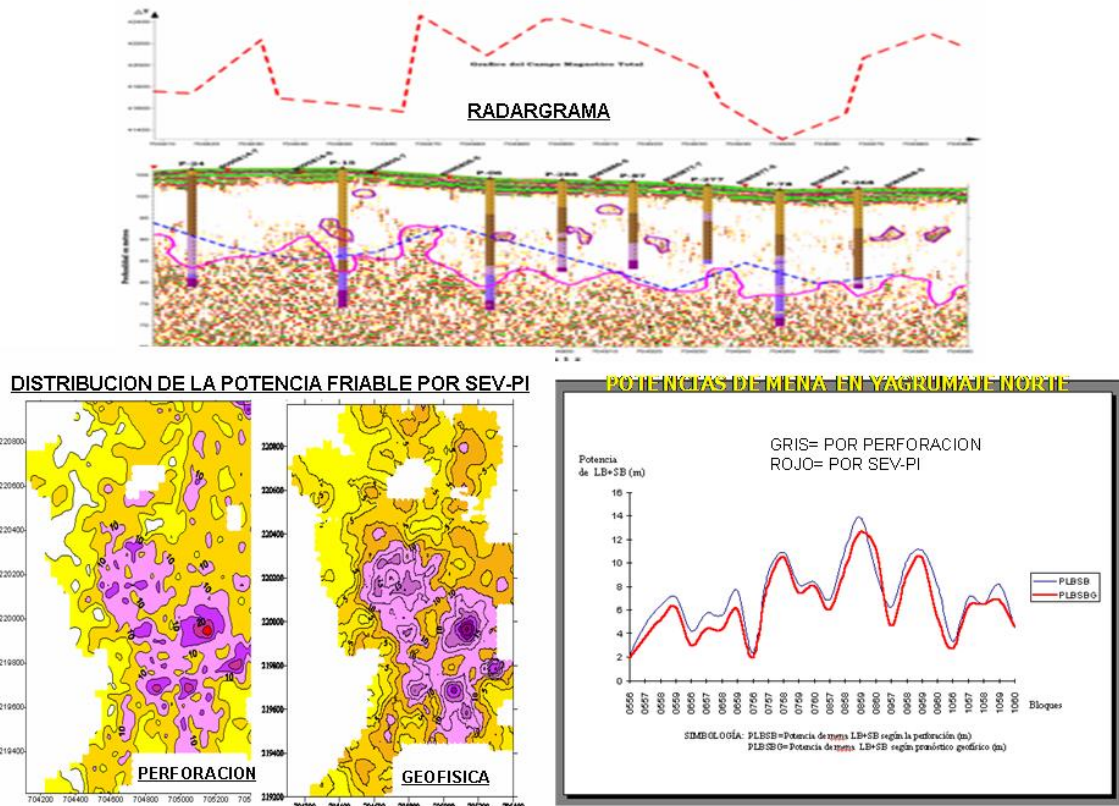


Figura 4. Ejemplo de Aplicaciones Geofísicas en el Yacimiento Yagrumaje Norte (Moa)

- Introducción de tecnologías modernas de avanzada en el **SPGL**, referido a las Estaciones Totales <SOKIA> computarizadas para la realización de trabajos topográficos; el ICP como técnica de laboratorio empleada para las determinaciones analíticas (ISCL 318:04. Determinación por ICP de Fe, Ni, Co, SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, MgO, Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> y MnO), consiste en la fundición de la muestra con mezcla de carbonato-tetraborato de sodio y su posterior determinación por ICP, lo que conlleva a una descomposición de la muestra más completa y elevación de la calidad de la determinación; el GPR o Geo-radar como técnica geofísica de avance y complementaria a la perforación y laboreos mineros; computadoras personales PC Pentium de recientes generaciones enlazadas por redes informáticas, así como la comunicación informática por redes de computadoras de las distintas dependencias de la empresa GEOMINERA ORIENTE con el aparato central, y a su vez con la red nacional e internacional por INTERNET.
- La documentación en Manuales de Procedimientos de todas las actividades relacionadas con el **SPGL** según las normas NC ISO 9001:2000 "Sistemas de Gestión. Requisitos" y la NC ISO 9004:2000 "Sistemas de Gestión de la Calidad. Directrices para la mejora continua del desempeño".

## DISCUSIÓN



En forma resumida, estas son las características actuales del **SPGL** desarrollado en Cuba, y recogen un inmenso legado de más de 80 años de labor continua e intensa, lo que permitió al país la planificación y realización exitosa del funcionamiento de las plantas procesadoras de mineral activas, así como de nuevos proyectos de expansión de la industria del níquel, que constituye una tarea estatal de primer orden y actualidad.

Como se puede ver, el **SPGL** presenta un notable desarrollo, a pesar de las limitaciones económicas y del bloqueo tecnológico y de todo tipo impuesto al país a despecho por quien se consideró dueño de las riquezas de Cuba, y que de hecho lo fue durante un tiempo bastante prolongado. No obstante, la experiencia lograda ha permitido recuperar y asimilar enormes riquezas que han sido puestas en función del desarrollo del país en forma consciente por los cubanos.

A pesar del desarrollo logrado, el **SPGL** es constantemente sometido a control por sus resultados en las empresas mineras de la Unión del Níquel durante la explotación de los yacimientos, y por los especialistas de la GEOMINERA ORIENTE responsables de su perfeccionamiento, a través de intercambios fructíferos constantes, en los cuales se analizan y discuten en detalle los resultados de cada investigación geológica, independientemente del estadio.

En lo adelante, será necesario continuar la investigación y el perfeccionamiento en los puntos neurálgicos existentes, tales como la localización y cuantificación más precisa de los bloques flotantes y acumulaciones de bloques y fragmentos grandes en la base del corte, para la introducción de las correcciones correspondientes a las fronteras de los cuerpos minerales y al cálculo de los recursos. Se requiere del avance en las técnicas de laboratorio para las investigaciones mineralógicas como es la aplicación de la microsonda electrónica y de los métodos de espectroscopia infrarroja para precisar la composición química de los minerales, así como del microscopio electrónico para el estudio de su estructura cristalográfica y cristalquímica. Tales avances permitirán el desarrollo y aplicación de la necesaria cartografía mineralógica y del mapeo tecnológico de los depósitos minerales, lo que elevará el grado de estudio y facilitará las labores e investigaciones tecnológicas, permitiendo un mayor aprovechamiento de las riquezas minerales de las lateritas.

## CONCLUSIONES

El presente trabajo permite sacar las siguientes conclusiones:

1. En el momento actual Cuba cuenta con un Sistema para Prospección Geológica de las Lateritas de gran alcance, modernizado con tecnologías geológicas, analíticas y computacionales-informáticas de punta, que permiten la resolución adecuada de la preparación de los yacimientos minerales lateríticos para su asimilación industrial.
2. Las actividades y métodos que componen el **SPGL** actualmente están documentados en Manuales de Procedimientos, organizados según las normas ISO, y respaldados por numerosas normas e instrucciones técnico-organizativas de categoría empresarial, ramal y nacional.
3. El **SPGL** se fundamenta en la experiencia de varias generaciones de investigadores de las lateritas que abarca un período de tiempo de más de 85 años de labor intensa e ininterrumpida en este ámbito.
4. El **SPGL** aún debe continuarse desarrollando y perfeccionado con la inclusión, entre otras, de técnicas de laboratorio más avanzadas para las investigaciones mineralógicas, tales como la aplicación de la microsonda electrónica y de los métodos de espectroscopia infrarroja.
5. Tales avances permitirán el desarrollo y aplicación de la necesaria cartografía mineralógica y del mapeo tecnológico de los depósitos minerales que aún son insuficientes.

## BIBLIOGRAFÍA

- Lavaut, W., 2004. Clasificador para modelación litológica de lateritas: <http://www.geominera.co.cu>.
- McMillan, W.D., N.W. Davis, 1955. Nickel-Cobalt resources of Cuba. Report of Investigation 5099, Washington: U.S. Bureau of Mines.
- NRIB XX, 1984. Yacimientos de cortezas de intemperismo cubanas. Prospección geológica. Santiago de Cuba, Anteproyecto, Inédito, 97 páginas.
- Ogarkov, V.M., 1970. Yacimientos niquelíferos de Cuba (Evaluación del grado de estudio y problemas de la investigación futura). La Habana, Inédito, 72 páginas.
- Strnad, J., 1968. Desarrollo del conocimiento geológico y del aprovechamiento de las menas residuales niquelíferas. *Revista Tecnológica* (La Habana):3-30.
- Vera, A., 1979. Introducción a los yacimientos de níquel cubanos. Primera edición, Ciudad de La Habana, Editorial ORBE, 213 páginas.



Tabla I. Diferencias Observadas entre Laboreos Mineros y Perforaciones en Yacimiento Pinares de Mayarí (Sierra de Nipe)

**PINALES DE MAYARÍ. SECTOR ESTE**

**RESULTADOS DEL CONTROL CON POZOS CRIOLLOS**

**CUT OFF Ni=0.9-1.2 % Fe=20%**

METODO	MENA	POZE	POZM	PE	PM	PV	FE	Ni	CO	TM	VM	VE
<b>MINERAL DE BALANCE</b>												
PERFORACION	LB+SB	11	14	2.18	5.57	1.10	44.59	1.36	0.121	75994.4	70020.0	21330.0
PCRIOLO	LB+SB	12	13	1.96	3.76	1.12	46.15	1.34	0.112	48546.0	44010.0	21150.0
PERFORACION	LB		14		4.64	1.14	47.59	1.33	0.128	66444.4	58500.0	
PCRIOLO	LB		13		3.30	1.14	48.15	1.28	0.116	44064.0	38610.0	
PERFORACION	SB		11		1.16	0.83	23.70	1.56	0.069	9550.3	11520.0	
PCRIOLO	SB		2		3.00	0.83	26.48	1.84	0.072	4482.0	5400.0	
										<b>DIF LB= - 33.68%</b>		<b>DIF ESC= - 0.84%</b>
										<b>DIF SB= - 53.07%</b>		
										<b>DIF LB+SB= - 36.12%</b>		

**RESULTADOS DEL CONTROL POR CAPA**

PARAM	PB	PC	EA	ER	S	TCAL	TCRIT	K
PE	1.693	1.821	-0.129	-7.595	0.874	0.78	2.05	1.076
PM	5.638	3.762	1.877	33.288	1.550	6.17	2.06	0.667
FE	45.028	45.787	-0.758	-1.684	3.989	0.97	2.06	1.017
Ni	1.365	1.282	0.082	6.032	0.143	2.95	2.06	0.940
CO	0.124	0.117	0.007	5.404	0.023	1.50	2.06	0.946

**RESULTADOS DEL CONTROL POR MUESTRA**

PARAM	DE	A	PB	PC	EA	ER	S	TCAL	TCRIT	K
FE	0.00	100.0	46.775	46.695	0.080	0.17	3.871	0.21	1.98	0.998
Ni	0.00	1.0	0.591	0.614	-0.024	-4.02	0.122	1.23	2.02	1.040
Ni	1.00	100.0	1.336	1.311	0.024	1.83	0.249	0.82	2.00	0.982
CO	0.00	0.05	0.030	0.032	-0.002	-6.63	0.012	0.88	2.06	1.066
CO	0.05	0.10	0.075	0.079	-0.004	-4.98	0.026	0.94	2.02	1.050
CO	0.10	100.0	0.189	0.157	0.032	16.93	0.054	3.63	2.03	0.831

**SIMBOLOGIA:**

PE= Potencia de escombros por pozo (m)

PM= Potencia de mena por pozo (m)

TM= Tonelaje de mena

VE= Volumen de escombros (m<sup>3</sup>)

VM= Volumen de mena (m<sup>3</sup>)

PV= Peso volumétrico por mena (t/m<sup>3</sup>)

POZ= Cantidad de pozos con escombros (POZE) y con mena (POZM)

PB=Promedio del pozo de perforacion

PC=Promedio del pozo criollo de control

EA=Error absoluto ER=Error relativo (%)

S=Desviación estándar de las diferencias

TCAL= t-Student empírico

TCRIT= t-Student tabulado

K= Coeficiente de corrección

#### SIMBOLOGIA:

PE= Potencia de escombro por pozo (m)  
PM= Potencia de mena por pozo (m)  
TM= Tonelaje de mena  
VE= Volumen de escombro (m<sup>3</sup>)  
VM= Volumen de mena (m<sup>3</sup>)  
PV= Peso volumétrico por mena (t/m<sup>3</sup>)  
POZ= Cantidad de pozos con escombro (POZE) y con mena (POZM)  
PB= Promedio del pozo de perforación  
PC= Promedio del pozo criollo de control  
EA= Error absoluto ER= Error relativo (%)  
S= Desviación estándar de las diferencias  
TCAL= t-Student empírico  
TCRIT= t-Student tabulado  
K= Coeficiente de corrección

Los contenidos de metales se expresan en % y las longitudes en m

Tabla II. Diferencias Observadas entre Laboreos Mineros, Perforaciones Básicas y Perforaciones Agrupadas en el Yacimiento Yagrumaje Oeste (Cuchillas de Moa)

YACIMIENTO YAGRUMAJE OESTE																			
RESULTADOS DEL CONTROL DE LA PERFORACION CON POZOS AGRUPADOS Y CRIOLLOS PARA $NiB > 0.9\%$ $NiSB > 0.9\%$																			
POZOG	POCRI	PE	PEPG	PEPC	PM	PMPG	PMPC	PVPG	PVPC	FE	FEPG	FEPC	NI	NIPG	NIPC	CO	COPG	COPC	
134787-AD	6	2.00	1.10	1.00	8.50	7.85	7.80	1.21	1.08	46.19	46.73	49.42	1.21	1.19	1.21	0.163	0.147	0.152	
144706-AD	7	1.00	0.75	1.00	12.00	9.05	8.00	1.24	1.15	43.70	49.19	49.88	1.25	1.23	1.21	0.124	0.155	0.183	
145279-AD	5	0.00	0.50	0.00	13.00	10.28	11.50	1.21	1.11	48.04	48.75	49.12	1.31	1.21	1.27	0.217	0.174	0.186	
154708-AD	8	0.00	1.00	1.00	8.00	5.25	5.30	1.17	1.10	49.91	49.56	49.88	1.08	1.17	1.14	0.135	0.129	0.156	
155182-AD	1	0.00	1.75	0.00	9.20	5.20	3.00	1.17	1.34	43.41	44.52	47.80	1.08	1.07	0.99	0.135	0.106	0.090	
155286-AD	2	0.00	0.00	0.00	16.00	15.90	15.00	1.17	1.25	48.15	48.91	48.77	1.24	1.14	1.10	0.119	0.117	0.117	
165004-AD	3	0.00	0.93	1.00	3.00	2.83	4.00	1.25	1.06	53.03	51.36	51.47	1.19	1.10	0.99	0.023	0.112	0.111	
175047-AD	4	3.00	2.00	2.00	7.00	6.57	2.00	0.89	0.95	37.88	36.75	48.80	1.76	1.52	1.40	0.114	0.122	0.259	
PROMEDIO		0.75	1.00	0.75	9.59	7.87	7.08	1.16	1.13	46.29	46.97	49.39	1.27	1.20	1.16	0.129	0.133	0.157	
POZOG	POCRI	SiO2	SiO2PG	SiO2PC	AL2O3	AL2O3PG	AL2O3PC	MGO	MGOPG	MGOPC	SM	SMPG	SMPC	HUMPG	HUMPC				
134787-AD	6	7.17	5.97	3.69	8.23	7.41	7.43	2.83	3.35	1.30	65.99	57.74	0.00	33.38	39.75				
144706-AD	7	8.43	4.06	2.41	7.97	7.53	7.25	4.47	1.49	0.67	39.71	46.71	0.00	37.56	40.64				
145279-AD	5	2.54	2.24	2.42	8.12	8.66	8.19	0.84	0.76	0.90	38.58	37.27	40.84	39.39	33.94				
154708-AD	8	2.66	2.82	2.41	8.99	8.53	8.16	0.68	1.09	0.58	32.92	35.70	0.00	37.03	30.45				
155182-AD	1	8.80	7.15	4.05	6.75	7.29	8.61	4.99	3.46	1.61	38.10	29.87	31.02	34.30	28.89				
155286-AD	2	2.93	2.44	2.23	9.30	9.03	8.64	0.93	0.68	0.55	28.36	25.04	23.58	33.08	27.14				
165004-AD	3	2.20	2.12	2.16	7.23	6.79	6.22	0.53	0.52	0.49	51.21	43.61	43.26	29.15	36.72				
175047-AD	4	14.55	14.82	3.97	5.39	5.21	6.70	8.92	9.15	1.27	9.94	15.87	25.20	35.91	38.12				
PROMEDIO		6.16	5.20	2.92	7.75	7.56	7.65	3.02	2.56	0.92	38.10	36.48	20.49	34.98	34.46				

ACLARACIONES: POZOG= Número de los 4 pozos agrupados (A hasta D) POCRI= Número del pozo criollo de control PE= Potencia de escombros en pozo ordinario(m)  
PEPG= Potencia de escombros promedio de los 4 pozos agrupados(m) FEPC= Potencia de escombros en el pozo criollo (m)  
PM= Potencia mineral LB+SB en pozo ordinario (m) PMPG= Potencia promedio mineral LB+SB de los 4 pozos agrupados (m)  
PMPC= Potencia mineral LB+SB en pozo criollo (m) PVPG= Peso volumétrico promedio de LB+SB en los 4 pozos agrupados (t/m3)  
PVPC= Peso volumétrico de LB+SB en pozo criollo (t/m3) SM,SMPG,SMPC= Susceptibilidad magnética en pozos ordinario, agrupados y criollo  
FE,FEPG,FEPC,NI,NIPG,NIPC, etc.= Contenidos de Fe, Ni y demás compuestos químicos respectivamente en pozos ordinario, agrupados y criollo(%)  
HUMPG,HUMPC= Humedad natural del mineral LB+SB según promedio de 4 pozos agrupados y en el pozo criollo respectivamente (%)

Tabla III. Efecto de la Disminución y Supresión del Cut Off de Ni del Pozo en Pinares de Mayarí

## ELIMINACION DEL CUT OFF DEL POZO

PINARES DE MAYARI ESTE  
(PRIORIZADO)  
RED 30x30m

### CALCULO COMPARATIVO POR DIFERENTES CONDICIONES

CONDICION	TIPO	MENA (m)	PV t/m <sup>3</sup>	FE (%)	NI (%)	CO (%)	MENA (MMt)	MENA (%)	TNi (t)	TNi (%)	E/M (m <sup>3</sup> /t)
NI=0.9	LB	3.08	1,09	47,76	1,20	0,126	17.437	140.2	209249	130.4	
NI=1	LB	2.85	1,09	47,66	1,25	0,128	14.510	116.7	181381	113.1	
NI=1.1	LB	2.88	1,08	47,6	1,29	0,127	12.436	100	160420	100	
NI=0.9	SB	1.02	0,98	23,54	1,34	0,059	2.524	170.8	33821,4	147.6	
NI=1	SB	0.98	0,97	24,02	1,54	0,059	1.521	102.9	23418,5	102.2	
NI=1.1	SB	0.98	0,97	24,03	1,55	0,058	1.478	100	22908,7	100	
NI=0.9	LB+SB	3.53	1,07	44,7	1,22	0,118	19.895	143.4	242725	132.6	0.47
NI=1	LB+SB	3.15	1,08	45,41	1,28	0,122	15.961	115.1	204302	111.6	0.61
NI=1.1	LB+SB	3,24	1,07	45,1	1,32	0,12	13.871	100	183094	100	0.56

**Simbologia:**

- 1) Ni=1.1- Condición de pozo igual a Ni=1.1% y Fe=20%(Ni de LB>=1%,SB>=1.2%)
- 2) Ni=1-Condición de pozo igual a Ni=1% y Fe=20%(Ni de LB>=1%,SB>=1.2%)
- 3) Ni=0.9- Condición de pozo igual a Ni=0.9% y Fe=20%(Ni de LB y SB>=0.9%)

Tabla IV. Distribución del Peso Volumétrico por litología y profundidad en Pinares de Mayarí

**PINARES DE MAYARÍ. SECTOR ESTE**  
**PESOS VOLUMÉTRICOS POR LITOLOGÍA Y PROFUNDIDAD**

Litología	Desde	Hasta	Parámetro	PV por rangos de profundidad			Promedio por litología
				[0, 1.5]	(1.5, 2]	>2	
<b>1</b>	<b>0</b>	<b>4</b>	Media	<b>1.739</b>	<b>1.719</b>	<b>1.498</b>	<b>1.686</b>
			Mediana	<b>1.725</b>	<b>1.560</b>	<b>1.450</b>	<b>1.690</b>
			Fe	47.753	49.344	49.808	48.636
			Ni	0.518	0.744	0.836	0.648
			Co	0.045	0.038	0.079	0.048
			N	36	25	12	73
<b>2</b>	<b>1</b>	<b>8</b>	Media	<b>1.386</b>	<b>1.202</b>		<b>1.295</b>
			Mediana	<b>1.33</b>	<b>1.155</b>		<b>1.299</b>
			Fe	49.557	49.394		49.493
			Ni	0.916	0.933		0.923
			Co	0.086	0.180		0.123
			N	28	18		46
<b>3</b>	<b>0</b>	<b>12</b>	Media	<b>1.259</b>	<b>1.049</b>	<b>0.819</b>	<b>1.007</b>
			Mediana	<b>1.265</b>	<b>1.049</b>	<b>0.850</b>	<b>0.980</b>
			Fe	47.589	48.494	45.967	47.532
			Ni	1.281	1.098	1.204	1.159
			Co	0.119	0.189	0.175	0.174
			N	18	65	39	122
<b>4</b>	<b>25</b>	<b>13</b>	Media	<b>1.191</b>	<b>0.692</b>		<b>0.911</b>
			Mediana	<b>1.149</b>	<b>0.750</b>		<b>0.900</b>
			Fe	28.029	27.078		27.494
			Ni	1.361	1.651		1.524
			Co	0.098	0.079		0.087
			N	7	9		16
<b>5</b>	<b>0</b>	<b>6</b>	Media	<b>1.115</b>	<b>1.110</b>		<b>1.112</b>
			Mediana	<b>1.130</b>	<b>1.149</b>		<b>1.129</b>
			Fe	13.217	12.986		13.092
			Ni	0.320	0.611		0.477
			Co	0.013	0.020		0.017
			N	6	7		13

SIMBOLOGÍA

N= Cantidad de mediciones  
Fe, Ni, Co en %  
(1.5, 2]= Rangos de profundidad

Los pesos volumétricos se expresan en t/m<sup>3</sup> y las profundidades en metros

Tabla V. Resultados de las Mediciones del Peso Volumétrico en Muestras Pequeñas y Grandes

CAMARIOCA NORTE						
<b><u>RESUMEN COMPARATIVO DE LAS DETERMINACIONES DE PESO VOLUMETRICO</u></b>						
<b>METODO</b>	<b>LB</b>	<b>SB</b>	<b>LIT1</b>	<b>LIT2</b>	<b>LIT3</b>	<b>LIT4</b>
<b>PERFORACION</b>	1.04	0.95	1.62	1.34	1.09	0.91
<b>N</b>	86	6	13	18	82	22
<b>POZO CRIOLLO</b>	1.05	0.85	1.37	1.13	1.01	0.9
<b>N</b>	105	23	28	53	83	53
<b><u>SIMBOLOGIA:</u></b>						
<b>LIT1,LIT2,etc.=Zonas litológicas de la corteza</b>				<b>N= Cantidad de mediciones</b>		
<b>LB= Mena laterítica SB= Mena serpentínica</b>						



## VENTAJAS AL ESTABILIZAR LA CALIDAD DEL MINERAL DE ALIMENTACIÓN A LA EMPRESA COMANDANTE ERNESTO GUEVARA

Amarilis Núñez Silva<sup>(1)</sup>, Milda Rosa Pérez Sánchez<sup>(1)</sup>, Adis Rodríguez<sup>(1)</sup>

(1) Empresa Geominera de Oriente, Carretera de Siboney Km. 21/2 Alturas de San Juan. Santiago de Cuba.

### RESUMEN

El objetivo de este trabajo es conocer las ventajas en la industria al estabilizar la calidad del mineral alimentado, comparando características físicas, químicas, mineralógicas y resultados metalúrgicos en pruebas a escala de Banco contrastando con mineral análogo de la corrida a escala semi-industrial. De esta manera son cuantificados parámetros que demuestran la concentración de diferentes portadores de la mineralización; elementos útiles (Fe, Ni, Co) y nocivos (Si, Al y Mg), lo cual permite lograr a su vez menores valores en el coeficiente de variabilidad. El beneficio magnético obtiene mejor enriquecimiento y estabilidad en la calidad del mineral alimentado.

Se hizo el beneficio granulométrico (vía seca) y magnético por clases, mezclas y material contaminante (corteza por gabroides) a un total de 20 muestras representativas de un Sector de Yagrumaje Norte, las cuales proceden de muestras tecnológicas semindustriales procesadas. Estas muestras fueron preparadas de manera independiente según esquema de procesamiento con el siguiente complejo de métodos:

- Preparación de las muestras que incluye pesaje, secado, trituración y pulverización, homogenización, cuarteo.
- Análisis granulométrico por vía seca usando el tamiz < 10 mm.
- Separación magnética con equipo eléctrico (separador magnético).
- Análisis químico para 14 determinaciones que incluye; Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, NiO, CoO, SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, MgO, MnO, Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, CaO, Na<sub>2</sub>O, K<sub>2</sub>O, PPI, FeO, FeO en Cromitas.
- Componentes amorfos de Fe, Ni, Co, SiO<sub>2</sub>, MgO y Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, además sílice libre.
- Análisis mineralógico óptico.
- Recálculo químico mineralógico por muestras.
- Pruebas físicas de rápida respuestas (SM, Ph, Eh, Conductividad, etc).
- Ensayos metalúrgicos a escala de banco en el horno Selas.

### ABSTRACT

The objective of this work is to know the advantages in the industry when stabilizing the quality of the fed mineral, comparing physical, chemical, mineralogical and metallurgical characteristics in tests of bank scale to contrast with similar of the semi-industrial scale processing. In this way parameters are quantified that demonstrate the concentration of different commercial elements of the mineralization. This elements (Fe, Ni,Co) and noxious (Si, Al and Mg) allows to achieve in turn smaller values in the coefficient of variability. The magnetic benefit obtains better enrichment and stability in the quality of the fed mineral.

The grain benefit was made (via dry) and magnetic for classes, mixtures and polluting material (gabbroic crusts) to a total of 20 representative samples of a Sector of Yagrumaje Norte, which come from technological semi-industrial samples processed. These samples were prepared in an independent way according to prosecution outline with the following complex of methods:

- Samples preparation that includes weighting, drying, crushing and pulverization, homogenization, quartering.
- Grain analysis via dry using the sieve < 10 mm.
- Magnetic separation with electricity (magnetic separator).
- Chemical analysis for 14 determinations that it includes: Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, NiO, CoO, SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, MgO, MnO, Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, CaO, Na<sub>2</sub>O, K<sub>2</sub>O, LOI, FeO, FeO in Chromites.
- Amorphous components of Fe, Ni, Co, SiO<sub>2</sub>, MgO and Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, also free silica.
- Optic-mineralogical analysis.
- Mineralogic-chemical recalculation for samples.



- Physical analysis of quick response (SM, Ph, Eh, Conductivity, etc).
- Metallurgical assays in bank scale in the oven Selas.

## INTRODUCCIÓN

Este trabajo consiste en beneficiar y/o estabilizar la calidad del mineral a procesar y cuantificar las ventajas a escala de banco.

Se empleo el material remanente de la prueba Semi Industrial procesada, que estaba en buen estado de conservación y componer los 5 grupos representativos del yacimiento, incluyendo menas económicamente útiles (Grupo 1, 2, 3 y la mezcla precedente) además del material contaminante que procede de intercalaciones gabroideas, procesarlas en 4 variantes; natural (A), con beneficio granulométrico menor de 10 mm (B) y por separación magnética (C y D).

Se realizo el procesamiento metalúrgico a escala de banco en el Horno Selas, con exigencias en correspondencia a las condiciones normalizadas de esta industria. Los mejores resultados coinciden en la fracción más magnética del mineral alimentado a los hornos; mayores elementos útiles (Fe, Ni y Co), menores nocivos ( $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$  y  $\text{MgO}$ ) y perfeccionan considerablemente los parámetros metalúrgicos fundamentales.

## MATERIALES Y METODOLOGÍA

El complejo de métodos empleado integra datos geológicos, químicos, físicos, mineralógicos y metalúrgicos (a escala de banco) con 20 muestras que representan al yacimiento según la participación por tipos de Menas, la mezcla e incluso para intercalaciones contaminantes gabroideas. Los resultados permiten comparar ventajas del beneficio granulométrico y la separación magnética vía seca.

Estas muestras fueron preparadas de manera independiente.

- Se preparo las 20 muestras, separadas granulométrica y magnéticamente, ejecutó análisis químico, ensayos físicos de rápida respuesta, recálculos químico mineralógico.
- Se procesó las muestras a escala de banco en el Horno Selas, ejecutó ensayos necesarios para calcular los parámetros metalúrgicos fundamentales; Extractables del Níquel y Cobalto, Densificación de la Pulpa, Velocidad de Sedimentación (mineral crudo y reducido).

El material preexistente fue agrupado según:

Grupos	Litologías
1	Menas en Ogres estructurales finales (OEF)
2	Menas en Ogres inestructurales con y sin perdigones (OICySP)
3	Menas Saprolíticas; Ogres estructurales iniciales, serpentinas desintegradas y alteradas
M	Mezclas de Menas
G	Gabroides

## ANALISIS DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS

El estudio estuvo dirigido a conocer las ventajas que se obtienen al estabilizar el mineral de alimentación a la industria mediante el beneficio granulométrico y la separación magnética.

La siguiente tabla resume el peso porcentual por variante. El beneficio granulométrico refleja predominio en el yacimiento del tamaño de grano < 10 mm (variante B), para la masa mineral la mezcla es el 80 %, en el Grupo 3 (menas saprolíticas) son 11% mas gruesas

Tipos	A	B (<10mm)	C (>SM)	D (<SM)	Pérdidas durante la separación magnética
Grupo 1 (OEF)	100	83	83	16	1
Grupo 2 (OICP+ OISP).	100	81	73	21	6
Grupo 3 Saprolitas	100	69	77	23	0
Mezcla	100	80	79	19	2
Gabroides	100	78	32	62	6

**Donde:** A--- Alimentación Natural.

B--- Beneficiado Granulométricamente (< 10mm).

C--- Fracción Más Magnética (>SM).

D--- Fracción Menos magnética (<SM).

En la separación magnética fue mayoritaria la fracción con mayor magnetismo (variante C) excepto en los gabroides. En los Ogres Estructurales Finales predominan la mas magnética y en los gabroides la menos magnética, las diferencias en pesos porcentuales son significativas.

La Susceptibilidad Magnética (SM) es mayor en la clase beneficiada (<10mm) y menor en el rechazo granulométrico (> de 10 mm), lo cual evidencia que el beneficio granulométrico también lo es magnético.

El beneficio granulométrico (<10mm) incrementa los elementos útiles y disminuye los nocivos. La separación magnética logra mayores contrastes; +4.4% de Fe, +0.4 % el Ni, -3.6 % de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, -1.6 % de SiO<sub>2</sub> y -1.1 % el MgO.

Tabla I (ordenada consecutivamente según el perfil típico del intemperismo), donde el aporte mayor lo genera la fracción mas magnética (variante C), **incrementan** los elementos útiles y disminuyen los nocivos.

- La máxima mejora para el Fe ocurre en el Grupo 3 (Saprolitas) en proporción cambia la SiO<sub>2</sub> y MgO. Mínima en 1 (OEF),.
- El mayor incremento del contenido de níquel es en los OEF, le siguen los Ogres Inestructurales (Con y Sin Perdigonos), ambos sumados representan el 80% (49%+31%) del mineral económicamente útil en este yacimiento, por tanto genera las significativas ventajas obtenidas para la mezcla. La máxima disminución del Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> esta en los Ogres Inestructurales.
- El incremento máximo del cobalto sucede en los grupos 1 y 3 (OEF y Saprolitas).

Esta propiedad física posibilita el beneficio magnético para aprovechar minerales que hoy son acumulados en escombreras o abandonados en la mina, contribuyendo a un mejor aprovechamiento de estos recursos no renovables, fundamentalmente en los Ogres Inestructurales con y sin

Perdigones. En los gabroides aunque se mantiene la tendencia enunciada, las mejoras no son tan significativas.

Tabla I. Comparación del quimismo básico en Grupos y Variantes.

Elemento	Grupos	Variantes				Mejoras C-D
		A	B	C	D	
Fe	2	46	45	47	44	3.4
	1	46	47	47	44	2.6
	3	25	31	32	22	10.2
	G	35	34	38	34	3.3
Ni	2	0.95	0.99	1.08	0.70	0.38
	1	1.17	1.20	1.28	0.84	0.44
	3	1.63	1.65	1.66	1.35	0.31
	G	0.73	0.74	0.78	0.72	0.06
Co	2	0.102	0.101	0.108	0.093	0.015
	1	0.117	0.109	0.117	0.093	0.024
	3	0.044	0.055	0.059	0.035	0.024
	G	0.052	0.053	0.056	0.056	0.000
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	2	12	11	11	16	-5.3
	1	10	9	9	13	-3.9
	3	5	6	6	6	-0.4
	G	16	17	14	17	-2.7
SiO <sub>2</sub>	2	4	4	4	4	0.5
	1	4	4	4	4	-0.1
	3	29	22	21	30	-8.7
	G	15	15	13	15	-1.2
MgO	2	1	1	1	0	0.2
	1	1	1	1	1	0.2
	3	16	11	10	17	-6.4
	G	2	2	2	2	0.1

En la composición mineralógica es la Goethita la fase mineralógica mayoritaria y la principal portadora de Ni, Co e impurezas de Mn. En la variante C hay máxima participación de Goethita, Espinelas Cromíferas y Maghemita, mientras incrementa en la variante D; la Gibbsita, Minerales Arcillosos, del grupo de la Serpentina y Cuarzo, en síntesis los que portan más Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, SiO<sub>2</sub> y MgO.

En la siguiente tabla se observa que el promedio de amorfos disminuye considerablemente con el beneficio granulométrico, en general también ocurre para la fracción más magnética, con incrementos en la fracción menos magnética, excepción es el Cobalto.

Tabla II. Resultados de la participación en componentes amorfos para la Mezcla Promedio Compensada del Yacimiento.

Variantes	%FeA	%NiA	%CoA	%MgA	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> A	%SiO <sub>2</sub> A
A	0.9	5.2	26.3	3.2	2.9	1.0
B	0.7	4.1	24.7	3.2	2.5	1.0

C	0.7	4.5	26.6	4.7	2.6	1.0
D	0.9	5.6	23.8	6.5	3.1	1.0

La tabla III revela datos análogos por grupos, consecutivamente ordenada según el perfil típico del intemperismo; la máxima diferencia 12 % para ENi en el Grupo 1 (Ocreos estructurales Finales) y en el Grupo 3 (saprolitas), 7 % para ECo y 155 g/l en la densificación de la pulpa reducida.

Parámetros Metalúrgicos	Grupos	A	B	C	D	Mejoras C-D
ENi	2	86	86	87	83	5
	1	88	87	89	77	12
	3	82	81	87	80	7
	G	83	81	84	82	2

Parámetros Metalúrgicos	Grupos	A	B	C	D	Mejoras C-D
ECo	2	54	47	51	48	3
	1	48	53	50	50	0
	3	48	49	48	41	7
	G	41	43	41	36	5
DENS	2	1950	1971	1997	1908	90
	1	1826	1800	1900	1911	-11
	3	1658	1427	1751	1597	155
	G	1727	1518	1854	1729	125

La densificación de la Pulpa reducida (DENS) tiene los valores más bajos en las menas saprolíticas y es mayor en las menas del Grupo 2 (Ocreos Inestructurales). En general (Ver Figura # 9) DENS disminuye con el mineral alimentado beneficiado granulométricamente (variante B), tiene incrementos significativos en la fracción más magnética (C).

Durante las pruebas a escala de banco fueron ejecutados ensayos con mineral disuelto empleando el tubo Davis, la tradicionalmente denominada fracción magnética (realmente Electromagnética). En los cálculos como tendencia predomina la variante A y C en los minerales alimentados (FM), lixiviados (prueba QT) y en los reducidos (FMR) donde los valores son máximos. En la prueba QTC los valores más altos de la FM se presentan en la variante B, continua C luego el mineral alimentado natural, mínimos en D.

Los mejores resultados coinciden al alimentar a los hornos de reducción la fracción más magnética; mayores elementos útiles (Fe, Ni y Co), predominio en minerales de Goethita, Espinelas Cromíferas y Maghemita, menores nocivos (SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> y MgO) y mejoran considerablemente los parámetros metalúrgicos fundamentales. La antítesis es la fracción menos magnética, máxima presencia de componentes amorfos, incremento en minerales de Gibbsita, Arcillosos, del grupo de la Serpentina y Cuarzo. Por estos resultados proceder de escala de banco, deben ser validados a escala semiindustrial, recomendamos ejecutar esas pruebas, con estudio de factibilidad cuantificar las alternativas:

- Procesar por separado minerales más y menos magnéticos, con parámetros de operación diferentes dados los contrastes en la composición del mineral.
- Estabilizar magnéticamente el mineral alimentado a los hornos de reducción (en proporción fija).
- Combinar el empleo de Beneficio Granulométrico (<10mm) y Magnético para aprovechar minerales excluidos del proceso (acumulados en escombreras o abandonados en la mina), importante por el carácter no renovable de estos Recursos Naturales
- Comparar resultados del cálculos convencional (Cut Off) con las condiciones del Cálculo Preliminar de Reservas por la Variante VAN incluso; Potencia Mínima Industrial, Potencia Máxima de Intercalaciones Estériles.

## CONCLUSIONES

El complejo de métodos empleado integra datos geológicos, químicos, físicos, mineralógicos y metalúrgicos (a escala de banco) con 20 muestras que representan al yacimiento según la participación por tipos de Menas, la mezcla e incluso para intercalaciones contaminantes gabroideas. Los resultados permiten comparar ventajas del beneficio granulométrico y la separación magnética vía seca.

Los valores del % de peso obtenido en las diferentes clases y variantes indica el predominio en los minerales estudiados del tamaño de grano < 10 mm. Cuando éstos son separados magnéticamente la fracción más magnética (variante C) tiene más peso porcentual. En ambas variantes son mayoritarios los OEF (Grupo1).

Con el mineral alimentado beneficiado granulométricamente, aunque en alguna medida concentra útiles y disminuye algunos de los nocivos, prácticamente no progresan los Extractables de Níquel y Cobalto, incluso disminuye la densificación de la pulpa reducida.

Los resultados integralmente mejores coinciden al alimentar la fracción más magnética a los hornos de reducción; mayores elementos útiles (Fe, Ni y Co), menores nocivos ( $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$  y  $\text{MgO}$ ), progresan los parámetros metalúrgicos fundamentales. Estos minerales están más enriquecidos en Goethita, tienen mayor Susceptibilidad Magnética.

Los minerales menos magnéticos incorporan mas elementos nocivos a la masa mineral y menos útiles, contienen mayor Gibbsita, Minerales del grupo de la Serpentina, Arcillosos y Cuarzo, tienen los peores parámetros metalúrgicos (Extractables de Níquel y Cobalto con -9% y -2 % respectivamente, -53g/l en la densificación de la pulpa reducida), concentra la mayor cantidad de componentes amorfos (excepto para el cobalto).

Los ensayos metalúrgicos ejecutados a escala de banco son confiables para las condiciones específicas de la E.C.G, solo fueron ajustados resultados para el níquel alimentado.

De confirmarse los resultados integrales obtenidos el aporte es significativo; crea las premisas para la explotación racional y sostenible de recursos no renovables (tener ahora y después), incrementa eficiencia económica y ecológica, minimiza Costos e Impactos porque esas operaciones generan menos gastos que los del proceso metalúrgico. Ganancias por las producciones del Níquel y Cobalto, extender la vida útil de la industria, afectar menos al medio ambiente, disminuir los costos de restauración, además generalizable.

## BIBLIOGRAFÍA

Cadete M, W Lavaut. Software CONTROLE.

Garí Parada A, Rodríguez C.A y otros: "Informe Geológico Final Exploración Detallada del Yacimiento Yagrumaje Norte por la Red 23.57 x 23.57m en los bloques 0858, 0859, 0958, 0959, 0759, 0860, 0857 y 0957". Santiago de Cuba, Noviembre 2003" (Ver Tomo 2, Capítulo V).

Garí Parada A, Rodríguez C.A y otros: Proyecto "Exploración Detallada Yacimiento Yagrumaje Norte. Comportamiento de la Red 23.57 x 23.57m en los bloques 0858, 0859, 0958, 0959, 0759, 0860, 0857 y 0957". Santiago de Cuba, 2002."

Rodríguez C.A y otros. Reporte Final: "Etapa Geológica Muestra Tecnológica Semi Industrial". Santiago de Cuba, Noviembre 2004.



## CARACTERÍSTICAS PETROLÓGICAS Y GEOQUÍMICAS DEL YACIMIENTO CAMARIOCA NORTE, MACIZO MOA BARACOA

**Ramona Rodríguez Crombet,<sup>(1)</sup> Waldo Lavaout Copa,<sup>(1)</sup> Pedro Ferro Espinosa<sup>(1)</sup> Rafael Perez Alfaro.**

<sup>(1)</sup> Empresa Geominera Oriente, Carretera de Siboney km. 2½, Alturas de San Juan, ZP: Santiago 8, CP: 90800.  
E-mail: rrodriguez@geominera.co.cu.

### RESUMEN

El presente trabajo tiene como objetivo la determinación de las características petrológicas y geoquímicas de las rocas ofiolíticas del Macizo Moa Baracoa, Yacimiento Camarioca Norte, como vía de posible pronóstico de las cortezas ferroniquelíferas cobaltíferas.

Las ofiolitas objeto de estudio pertenecen al Macizo Moa Baracoa, que presenta un gran desarrollo de los complejos ultramáficos, cumulativos y volcanosedimentarios, se observan harzburgitas, dunitas, lherzolitas, wherlitas y sus serpentinitas, gabros normales y olivínicos, troctolitas, peridotitas impregnadas, intrusivos leucocráticos, piroxenitas, anortositas, diques de gabbro pegmatitas, bordeando a este macizo se observan rocas pertenecientes al arco volcánico del Paleógeno y Cretácico además de la cobertura del Neógeno Cuaternario reciente.

Este estudio se elaboró con 134 muestras, 49 muestras del basamento de pozos de perforación petrográficas y mineralógicas a los cuales se le realizaron análisis químicos por ICP a la muestra total. Los macro componentes analizados fueron SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, TiO<sub>2</sub>, CaO, MgO, Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, MnO, NiO, CoO, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, FeO, S, P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, Na<sub>2</sub>O, K<sub>2</sub>O, PPI. Los micro componentes analizados fueron V, Cu, Sr, Zr, Ba, además se utilizaron 85 pozos petrográficos de estudios anteriores. Se pudieron detectar harzburgitas y sus serpentinitas, dunitas y sus serpentinitas, peridotitas crisotílicas, antigoriticas, peridotitas plagioclásicas, gabros y plagioclasitas.

Para el análisis petrológico y geoquímico se utilizó el sistema NEWPET (1992) y para la Petrografía la Clasificación del IUGS (1996), Subcomisión de la Sistemática de la Rocas Igneas.

Después del estudio petrológico y geoquímico pudimos llegar a la conclusión de que en el área se observan los niveles Ofiolíticos de complejo transicional o MTZ y en menor cantidad el de las tectonitas (peridotitas metamórficas).

### SUMMARY

The present work has as objective the determination of the petrologic and geochemical characteristic of the ophiolite rocks of the Moa Baracoa massif in Camarioca Norte ore deposit, as via of possible pronostication for the cobalt-ferronickeliferous crust of waste.

The ophiolites as study object belong to the Moa Baracoa massif that presents a great development of the ultramafic and cumulative and volcano-sedimentary complexes: harzburgites, dunites, lherzolites, wherlites and their serpentinites, normal and olivinic gabbros, troctolites, impregnated peridotites, leucocratic intrusives, piroxenites, anortosites, dikes of gabbro-pegmatites are observed; to the border of the massif rocks belonging to the Paleogenetic and Cretaceous volcanic arches are observed besides the covering of the Neogen-Quaternary recent.

This study was elaborated with 134 samples, 49 samples of the basement of perforation holes for petrographic and mineralogic samplings to which were carried out chemical analysis by ICP of the total sample. The analyzed macro-components were SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, TiO<sub>2</sub>, CaO, MgO, Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, MnO, NiO, CoO, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, FeO, S, P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, Na<sub>2</sub>O, K<sub>2</sub>O, LOI. The analyzed micro-components were V, Cu, Sr, Zr, Ba, besides 85 petrographic holes of previous studies were also used. Harzburgites and their serpentinites, dunites and their serpentinites, antigoritic and chrisotilic peridotites, plagioclastic peridotites, gabbros and plagioclasites were detected.

For the petrologic and geochemical analysis the NEWPET system (1992) was used and for the Petrography the Classification of the IUGS (1996), Subcommittee for the Systematic of the Igneous Rocks.

After the petrologic and geochemical study we could reach the conclusion that in the area is observed the ophiolitic levels of the transitional complex or MTZ and in smaller quantity that of the tectonites (metamorphic peridotitas).

## **INTRODUCCION**

El presente trabajo forma parte del complejo de métodos geológicos realizados con el objetivo de identificar las áreas perspectivas de desarrollo de la corteza de intemperismo y tener una mejor precisión en la estimación de los recursos.

Se utiliza la información petrólogo geoquímica del Yacimiento para la evaluación de la productividad de las cortezas de Intemperismo. Lográndose aplicar el análisis petrólogo geoquímico como herramienta para la evaluación del pronóstico de las cortezas ferroniquelíferas cobaltíferas en el Yacimiento Camarioca Norte.

Esta evaluación conjuntamente con otras investigaciones adjuntas ayudaran a un correcto camino y eficiencia en la evaluación industrial y extracción del Níquel de las cortezas ferroniquelíferas, cobaltíferas. Por primera vez se utiliza esta investigación como vía para pronóstico de la productividad de las cortezas de intemperismo ferro niquelíferas, encontrándose actualmente aplicado también en el Yacimiento Camarioca Sur.

La caracterización petrográfica se realizó con muestras del basamento, pero en los itinerarios geológicos se pudieron detectar gabros, peridotitas impregnadas y corteza por rocas máficas, además de los trabajos actuales se tuvieron en cuenta otros trabajos(Ivanov.V.1984 y Perez.R, 1994), en los cuales fueron detectadas litologías en el basamento que no se detectaron en las perforaciones actuales.

## **MATERIALES Y MÉTODOS**

### **Materiales.**

Este se elaboró con 49 muestras del basamento de pozos de perforación petrográficos y mineralógicos a los cuales se le realizaron análisis químicos mediante ICP, además de 85 pozos petrográficos de estudios anteriores. Se pudieron detectar harzburgitas y sus serpentinitas, dunitas y sus serpentinitas, peridotitas crisotílicas, antigoriticas, peridotitas plagioclásicas, gabros y plagioclasitas. Los depósitos analizados fueron recursos medidos( CNI1,CNIIN, CNIIS), y recursos indicados(CN III, CNIV 1-4).

Para el análisis petrológico y geoquímico se utilizó el sistema NEWPET (1992) y para la Petrografía la Clasificación del IUGS (1996), Subcomisión de la Sistemática de la Rocas Ígneas, además se utilizó bibliografía actualizada sobre la temática.

### **Metodología caracterización petrográfica.**

- Levantamiento de toda la información petrográfica del área.

### **Metodología análisis petrográfico.**

- Estadios de serpentinización y minerales favorables .
- Grado de serpentinización y litología.
- Granulometría.
- Forma de los cristales.
- Accesorios.

### **Metodología caracterización geoquímica.**

- Levantamiento de toda la información petrológica del área
- Determinación del complejo ofiolítico mediante gráficos.
- Composición química y normativa, elementos trazas

## **DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS**

### **Caracterización petrográfica.**

Estadios de serpentinización y minerales favorables:

La lizarditización regional según numerosos autores es favorable para la acumulación del Níquel en las cortezas, cuando analizamos la no productividad de las mismas con los pozos utilizados para el análisis petrológico en el yacimiento según grafico de ubicación de los pozos del programa mínimo red 33X33 y 100x100, variante de níquel >1%, pudimos observar lo siguiente:

- Los depósitos CNI 1 y CNIV1-4 son los que presentan más minerales secundarios que pueden afectar a la acumulación del Níquel (actinolita tremolita, antigorita, crisotilo, talco).
- El depósito CNIIN y en menor cantidad CNIII, presentan pocos minerales secundarios que pueden afectar a la acumulación del Níquel.
- El depósito CNIIN presenta una mayor cantidad de lizarditización regional que es la más favorable para la acumulación del Níquel.

Grado de serpentinización y litología:

La serpentinización es más intensa en los depósitos CNI y CNII, predominando las Serpentinitas Harzburgíticas y con presencia de ocre, en CNIII y CNIV es mas baja, abundando las Harzburgitas. A las serpentinitas harzburgíticas y con presencia de ocre se asocia en mayor cantidad la mineralización de níquel. Los gabros, peridotitas impregnadas y plagioclasitas se observan en los depósitos CNI 1 parte Sur , CNIII y CNIV, las dunitas y sus serpentinitas son pobres y se observan en Depósito CNI 1 y CNIV.

Granulometría:

- En el depósito CNI 1 predominan / 0.2 y 6.5 mm , van desde finos a muy gruesos.
- En el depósito CNII N oscilan / 0.2 y 4.7 mm , van desde finos a gruesos
- En el depósito CNII S oscilan /0.4 y 1.8mm, son finos a medios.
- En depósito CN III oscilan / 0.4 y 6mm de granos finos a muy gruesos.
- En los depósitos CN IV 1-4 oscilan / 1.4 y 4.3 mm de granos medios a gruesos.

Según J.Proenza (1977), el tamaño de los granos es un indicador de la cercanía a los gabros bandeados en los complejos de MTZ, disminuyendo la granulometría. De acuerdo con esto el depósito CNII S y el CNIV 1-4 en el corte Ofiolítico presentan un mayor contenido de Fe total.

Forma de los cristales:

Los cristales de ortopiroxenos presentan bordes cóncavos y convexos golfos de corrosión, con dimensiones de 1:3 en general para la zona de MTZ, no siendo así para las tectonitas.

Accesorios:

La espínela cromífera en la zona de transición MTZ presenta forma vermicular, y simplectíticas dentro de los ortopiroxenos, a diferencia de las tectonitas.

### **Caracterización geoquímica.**

Para el análisis petrológico- geoquímico se utilizó el sistema newpet (1992) , las litologías analizadas fueron las harzburgitas y sus serpentinitas

Gráficos petrológicos:

#### Irvine y Baragar 1971 Fig 1 (AFM)

Las ofiolitas de la región se ubican principalmente dentro del complejo cumulativo ultramáfico(transicional o de MTZ) y en menor proporción el de las tectonitas ( peridotitas metamórficas), ver Fig 1. Es necesario comentar la dificultad que presenta el yacimiento al predominar el nivel transicional por la complicación que presentan las Harzburgitas con las peridotitas impregnadas, los sills y diques de gabros y piroxenitas, intrusivos leucocráticos, que afectan la productividad de las cortezas ferroniquelíferas.

En los depósitos CNI 1, CNII N y CNII S, se presenta el nivel transicional y en el depósito CN III además de este se observa el de tectonitas.

#### Composición química y normativa

Los macroelementos analizados fueron SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, TiO<sub>2</sub>, CaO, MgO, Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, MnO, NiO, CoO, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, FeO, S, P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, Na<sub>2</sub>O, K<sub>2</sub>O, PPI, y como normativos ortoclasa, albita, anortita, diópsido, hiperstena, olivino, magnetita, hematita, ilmenita, esfena. Los minerales normativos se calcularon mediante la norma CPIW, con el programa NEWPET 1992, con la utilización de los macroelementos.

La composición química y normativa por depósitos y tipos litológicos se comporta de la siguiente forma (Ver tabla 1).

- En los depósitos CN III y CNI 1, la SiO<sub>2</sub> y Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> son tangibles evidencia de una mayor cantidad de minerales arcillosos.
- Los depósitos más serpentinizados son CNII N y CNII S.
- Las Harzburgitas poseen un mayor contenido de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, SiO<sub>2</sub>, FeO, MgO.
- Las Serpentinitas Harzburgíticas poseen un mayor contenido de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, NiO, PPI.
- Las plagioclasas son mayores en CNI 1y en menor cantidad depósito CNII N

- El olivino es mayor en el depósito CNIII y en menor cantidad en depósito CNII N
- Los ortopiroxenos son mayores en los depósitos CNII S y CNI 1, en menor cantidad en Sector CNIII.

En la tabla 2, observamos el contenido de níquel mediante la química mineral de los minerales primarios en Moa tomado de (Proenza et al, 1999 ). El contenido de NiO, indica que los contenidos mayores se concentran en el olivino, siendo menores en los ortopiroxenos y clinopiroxenos en las diferentes variedades de rocas.

El contenido de Ni, según (Proenza et al, 1999 ), indica que los contenidos mayores se concentran en el olivino, podemos inferir que los depósitos CNII N y CNIII son los más perspectivas para la mineralización de níquel, el Sector CNIII tiene el inconveniente de poseer mas plagioclasas, afectando la productividad de la corteza de Intemperismo.

#### Análisis de los elementos trazas.

Los microcomponentes analizados fueron V, Cu, Sr,Zr,Ba.

Fueron analizados los depósitos CNI 1, CNII N y CNIII, teniendo en cuenta las cantidades promedios de los elementos en la corteza (según Brian Masón 1996 ), solamente el Cu presenta valores más altos.

Elemento PPM	Promedio Corteza
V	135
Cu	55
Sr	375
Zr	165
Ba	425

La elevación del Cobre se debe a la presencia de plagioclasas que se presentan en las serpentinitas harzburgíticas del basamento del depósito CNI 1 parte Sur donde se acumulan los valores mas altos de plagioclasas, y en los levantamientos realizados se observan Corteza por Gabros y Peridotitas impregnadas.

También según (según Brian Masón 1996 ) y teniendo como patrón los elementos trazas en ppm del Olivino, Plagioclasas y Hiperstena de Gabro de la Intrusión de Skaergaard en E.U.A, tabla 3.

El Cu, Ba, y Sr se acumulan más en las Plagioclasas, el Zr no varia mucho, si observamos en la Fig en los depósitos CNI 1 y CNIII es mayor el contenido de Cu, Ba ,no varia mucho el Sr y el Zr .

Si se observa los promedios de elementos trazas por depósitos, tabla 1, podemos observar que el V es mayor en el depósito CNI 1, el Cu es mayor en los depósitos CNIII y Depósito CNI 1, el Sr es mayor en el depósito CNI 1, y el Ba en depósito CNIII. En el depósito CNI 1 de acuerdo a los análisis anteriores el contenido de plagioclasas y de piroxenos son mayores, en depósito CNIII también presenta contenido de plagioclasas.

## CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

- La caracterización petrográfica realizada con muestras del basamento, utilizando también los itinerarios geológicos actuales y datos de otras campañas de exploración (Ivanov V., 1984; Pérez, 1994 y otros), denotó el predominio del complejo cumulativo ultramáfico (transicional o de MTZ) y en menor proporción el de las tectonitas (peridotitas metamórficas), ubicadas en el sector Camarioca Norte III. Las rocas de la MTZ complican el yacimiento debido a que las harzburgitas (protolito predominante) se imbrican con rocas plagioclásicas (peridotitas impregnadas, sills y diques de gabros y piroxenitas, intrusivos leucocráticos), así como existen minerales secundarios que pueden afectar la acumulación del níquel (actinolita, tremolita, antigorita, crisotilo, talco). El depósito CNIIN de acuerdo a la petrografía y geoquímica es la más favorable para la acumulación del Níquel.
- Se debe completar esta metodología con la de la confección del mapa de elevación de la roca madre que también utilizará criterios petrologo-geoquímicos.

## BIBLIOGRAFÍA

- Ivanov.V, Shoj.V y otros, 1985. De la exploración detallada del yacimiento de menas niquelíferas Las Camariocas, realizadas durante los años 1976-1978, con calculo de reservas actualizado hasta el 1er de Enero de 1984. Fondo Geológico E.G.M.O.
- Masón, B, 1996. Principios de Geoquímica, 3era Edición. Departamento de Ciencias Minerales. Museo Nacional de Estados Unidos, Washington, D.C. Edición Internacional Wiley, 329 Pag.
- Proenza J. 1997 Mineralizaciones de cromita en la faja ofiolítica Mayarí Baracoa Ejemplo del yacimiento Merceditas Memorias para aspirar al grado científico de Doctor en Ciencias Geológicas. Universidad de Barcelona.
- Proenza J. 2003 Comentarios en el artículo "Lateritas ocrosas mena Níquel de Punta Gorda, Cuba" por Oliveira et.al. Journal of South. American Earth Sciences 16 199-202 pag.
- Perez.R, Mirtha Laborde.Mirtha y otros, 1994. Informe de la exploración orientativa del yacimiento Las Camariocas (Este, Norte, Sur) para la evaluación de las menas lateríticas- ferroniquelíferas-cobaltíferas, ejecutados entre los años 1986-1990. Fondo Geológico E.G.M.O.



**Tabla I Análisis Químicos, Minerales Normativos y Elementos Trazas por Depósitos y Tipos Litológicos**

Elementos Minerales	DEPÓSITOS				LITOLOGIAS			
	CN III	CNI 1	CNII N	CNII S	1H	1SH	1SHO	2PCA
# M	15	18	8	3	21	17	5	1
SiO <sub>2</sub>	39.10	38.66	38.61	38.33	39.13	38.38	38.48	39.86
TiO <sub>2</sub>	0.4	0.13	0.28	<0.02	0.3	0.12	<0.02	0.75
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1.18	0.98	0.62	1.00	1.10	0.90	0.89	0.97
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	5.57	6.51	6.59	7.7	5.61	6.88	7.73	3.55
FeO	3.16	2.5	1.91	1.26	3.2	2.16	1.13	3.34
MnO	0.19	0.16	0.21	0.12	0.18	0.16	0.118	0.34
MgO	38.39	37.09	38.19	36.37	38.19	37.33	36.6	38.62
CaO	0.46	0.5	0.11	0.4	0.43	0.48	0.27	0.12
NiO	0.31	0.45	0.31	0.52	0.35	0.39	0.44	0.34
CoO	0.023	0.0025	<0.01	<0.005	0.002	<0.002	<0.005	0.02
Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0.16	0.237	0.136	0.24	0.17	0.24	0.23	0.015
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.017	0.006	<0.01	0.026	<0.016	0.007	0.028	<0.05
S	<0.1	<0.09	<0.1		<0.1	<0.09		
Na <sub>2</sub> O	<0.036	0.005	<0.01	0.026	0.025	0.006	<0.004	<0.02
K <sub>2</sub> O	<0.05	0.05	<0.05	<0.05	<0.05	<0.05	<0.05	<0.05
PPI	10.49	12.30	12.92	14.03	10.59	12.93	14.12	9.97
V	47.8	50.2	42.6	42.6	42.6	48.6	43.6	
Cu	184.66	69.5	31	30	30	52	30.6	
Sr	72	110.7	71	96.6	96.6	101.2	86.4	
Zr	30	30	30	30	30	30	30	
Ba	40.6	37	30	30	30	35.5	30	
Ortoclasa	0.19	0.20	0.2	0.21	0.199	0.2	0.2	0.2
Albita	0.22	0.47	0.2	0.21	0.26	0.47	0.47	0.12
Anortita	0.9	1.11	0.4	0.96	0.86	1.04	0.77	0.4
Diópsido	2.4	1.48		2.36	2	1.54	2.36	
Hiperstena	27.4	29.69	29.53	30.85	28.25	28.72	31.94	31.11
Enstatita								
Olivino	62.10	59.06	60.47	56.58	61.42	59.91	56.1	60.98
Magnetita	5.4	5.46	4.45	3.68	5.3	5.48	3.35	
Hematita	3.34	3.27	4.53	5.69	3.6	3.17	6.05	
Ilmenita	0.85	0.32	0.68	0.05	0.77	1.77	0.36	0.05

**Tabla II Contenido de NiO por tipo de roca de los minerales formadores de rocas en Moa según Proenza et al, 1999**

Tipo de roca	Olivino	Ortopiroxeno	Clinopiroxeno
Harzburgita	0.39	<0.1	----
Dunita	0.38	<0.1	----
Peridotita impregnada	0.32	-----	0.0
Sill Gabro	0.29	-----	0.0
Gabro Olivínico	0.16	<0.03	0.0
Gabro Norita	-----	<0.06	0.0

**Tabla III Contenido de elementos trazas en los minerales formadores de rocas según Brian Masón 1996**

Elemento	Plagioclasas	Hiperstena	Olivino
V	10	250	<5
Cu	40	35	20
Zr	<10	50	<10
Sr	2000	<10	10
Ba	110	5	5

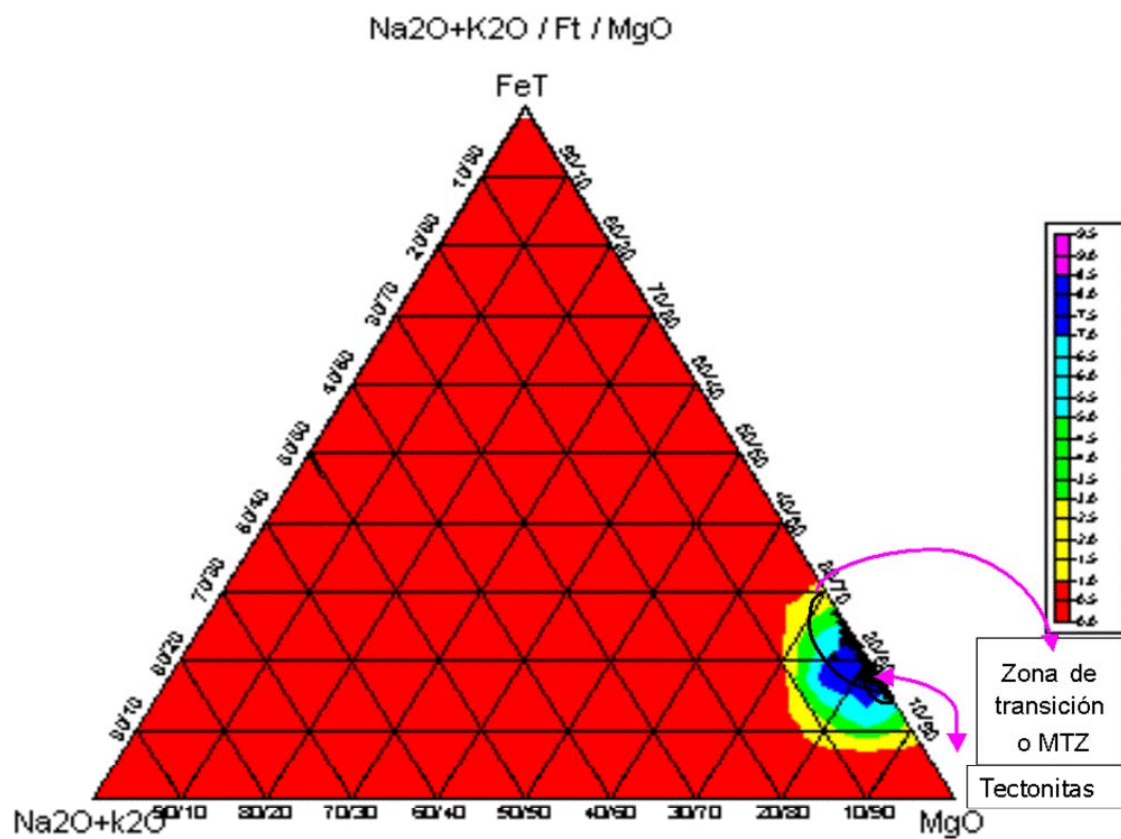


Fig 1 Diagrama AFM

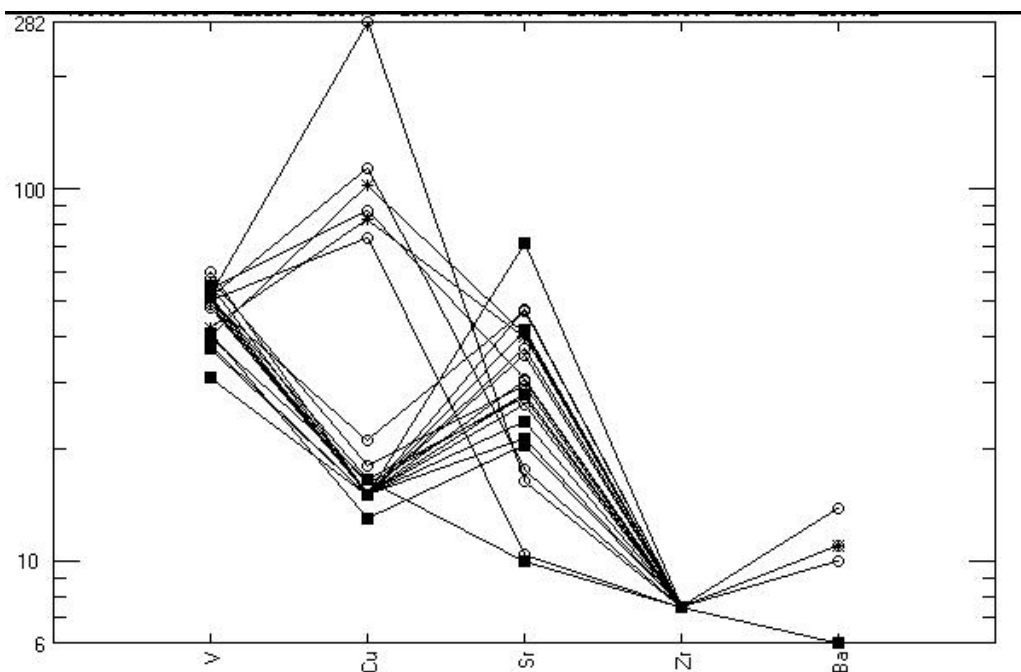


Fig 2 Distribución de los elementos trazas

## VALORACIÓN GEOLÓGICA PRELIMINAR DE LOS CUERPOS DE LATERITAS DESMEMBRADOS PARA SU CONSERVACIÓN

**Pedro S. Bergues Garrido<sup>(1)</sup>, Waldo Lavaut Copa<sup>(2)</sup>, Rosa Cobas Botey<sup>(2)</sup>**

<sup>(1)</sup> Centro Oriental de Ecosistemas y Biodiversidad (BIOECO).

<sup>(2)</sup> Empresa Geominera de Oriente (EGMO).

### RESUMEN

Los cuerpos lateríticos ubicados en el NE de la antigua provincia de Oriente constituyen la principal base de materia prima de níquel y cobalto de la industria minera en Cuba, presentándose en una gran parte de los casos en forma de extensos cuerpos de carácter continuo espacialmente. Existen al unísono una serie de cuerpos laterizados separados de los anteriores por distancias grandes según la dirección meridional, poseyendo generalmente características geológicas y químicas diferentes a los antes enunciados.

A partir de la elaboración de los resultados de las exploraciones preliminares, a saber observaciones y muestreos geológicos desarrollados por el autor en los sectores Pinalito, Halcón y Cristal en Nicaro y Cupeyal del Norte y Municiones del Grupo La Fangosa, queda demostrada la poca importancia que revisten los mismos para su empleo como futura fuente de materia prima para las industrias, debido fundamentalmente a la poca potencia mineral industrial y los bajos contenidos de níquel y cobalto, por lo que no se justifica la ejecución de estadios exploratorios superiores sobre los mismos, evitando así, mayores destrozos en ellos, con vistas a la conservación de sus valores ecológicos y paisajísticos, como patrimonio de la nación.

### ABSTRACT

The extensive nickeliferous laterite deposits located in the NE part of Cuba's former Oriente province are key resources for Cuban nickel and cobalt production. The deposits exhibit great lateral continuity overall, but tend to break up in a southerly direction into a number of smaller, more restricted and isolated bodies which demonstrate contrasting geological and chemical characteristics to those of the main occurrence. Geological assessment, sampling and analysis of the results of exploration drilling carried out by the author of this paper on these small bodies, named Pinalito, Halcon, Cristal, Cupeyal del Norte and Municiones derived no evidence of economics potential for either nickel or cobalt, because of the small mineral thickness and the low contents of nickel and cobalt that would justify more detail evaluation. Indeed it was concluded that further work would additionally be detrimental to conservation of flora, wild life and natural landscape of the local environment.

### INTRODUCCION

La presencia de cuerpos ofiolíticos laterizados desmembrados de los mantos principales no resulta poco frecuente en nuestro país especialmente en el NE de la antigua provincia de Oriente. Desde inicios del siglo XX se comenzó la exploración de los grandes mantos laterizados con el objetivo de sentar las bases para el futuro desarrollo de la industria minera quedando los pequeños cuerpos con alguna poca información de carácter puntual o sin ningún estudio de referencia.

A raíz del triunfo revolucionario de 1959 surgió la necesidad de continuar los trabajos exploratorios en los grandes cuerpos hasta ese entonces desarrollados por las compañías norteamericanas con la óptica del minado selectivo de las mejores áreas para la industria, a partir de este momento la tónica de los estudios cambió, incluyendo las exploraciones desarrolladas hasta hoy día, valoraciones geológicas y tecnológicas mas integrales de todos estos cuerpos, de acuerdo con el tipo de proceso industrial a que serán sometidos en un futuro.

Con el logro de todo lo visto anteriormente y el decursar de los años, la base de materia prima mineral quedó garantizada en gran medida para los grandes cuerpos laterizados, centrándose entonces la atención en los trabajos para la búsqueda y exploración en los cuerpos desmembrados con fines de incrementar las bases de reservas ya existentes y la posible aparición de depósitos mas enriquecidos que se generan en el contacto de las rocas ultramáficas con otros tipos rocosos como por ejemplo las calizas carsificadas donde se engendran bolsones enriquecidos en níquel y otros elementos químicos de sumo interés.

Los resultados que aquí se exponen de acuerdo con los datos obtenidos en los sectores Pinalito, Halcón y Cristal, ubicados en las sierras de Nipe y Cristal respectivamente y dos sectores en la Sierra de Moa-Baracoa (ver figura No1), demuestran el poco valor que los mismos significan para los trabajos de explotación minera por lo que no se justifica su exploración de mas detalle para estos fines todo lo cual, acarrearía grandes destrozos ecológicos muy difíciles de recuperar en el tiempo.

## MATERIALES Y MÉTODOS

Las observaciones geológicas y los trabajos de perforación con los resultados de alrededor de 300 pozos y 1200 muestras nos permitieron hacer los cálculos estadísticos del mineral que se clasifica como industrial, en dependencia de una serie de condiciones tecnológicas y de pozos preestablecidos que permiten posteriormente calcular las reservas de estos cuerpos a saber:

- Área de influencia del pozo
- Potencia de mineral útil al proceso
- Contenidos medios de componentes útiles (Fe, Ni, Co)
- Contenidos medios de los componentes nocivos ( $\text{SiO}_2$ ,  $\text{MgO}$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ )

Todas las cuales juegan un papel determinante en el cálculo de las reservas en estos yacimientos ya que:

$Q = \text{Volumen} \times \text{Peso volumétrico} \times \text{Contenidos útiles}$

De donde:

Q reservas en miles de toneladas

Volumen Producto del área de influencia por la potencia de mineral

Peso se calcula sobre la base del mineral seco

Contenidos viene dado por los análisis químicos realizados a cada muestra obtenida tanto para los elementos útiles como nocivos al proceso.

1. Área de influencia: Se establece de acuerdo con la red de perforación empleada en dependencia del estadio geológico eg: una red de 33x 33m significa un área de 1111.00  $\text{m}^2$
2. Potencia mínima industrial  $\geq 1.0\text{m}$
3. La condición que se establece para los componentes útiles es  $\% \text{Fe} \geq 35$  y  $\% \text{Ni} \geq 1.0$
4. Los elementos  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{MgO}$  Y  $\text{Al}_2\text{O}_3$  que constituyen nocivos al proceso industrial deben resultar lo menos posible porcentualmente.

Cuando alguna de las condiciones antes expuestas se dejan de cumplir, no tiene objetivo establecer un cálculo de reservas para recursos de níquel y cobalto.

Una vez conocido todo ello y mediante el procesamiento estadístico de la información, se obtuvieron los resultados que aquí se exponen:



## RESULTADOS

Los resultados medios generales obtenidos durante la perforación, muestreo y análisis químicos en los tres sectores del Grupo Nicaro expuestos en la tabla No 1 muestran el bajo contenido de los elementos útiles al proceso industrial.

TABLA I: Resultados medios del mineral industrial en los sectores Pinalito, Halcón y Cristal datos tomados del muestreo de perforación (Bergues 1990).

Sector	Potencia Media (m)	Fe (%)	Ni (%)	Co (%)
Pinalito	4.0	33.8	1.16	0.081
Halcón	4.6	33.3	1.10	0.079
Cristal	4.8	34.3	1.08	0.085

De acuerdo a estos datos los bajo contenidos de Fe, Ni y Co no cumplen con las condiciones tecnológicas establecidas para el procesamiento del mismo, a lo que se debe de añadir además: la lejanía en que los mismos se encuentran de la industria procesadora, el relieve abrupto y la difícil accesibilidad a estos cuerpos, la estrechez de los mismos que incluye amplias zonas de afloramiento de rocas madres o charrascales (Ej. Pinalito y Halcón).

El valor de la potencia de corteza friable ( de la cual no toda resulta mineral por sus contenidos) para estos tres sectores es pequeño, existiendo solo algunas áreas muy locales donde la misma sobrepasa los 15.0m, esta situación puede verse en los mapas No1 y 2 que se anexan en la presente memoria.

Otro hecho que influye en el carácter no minable de estos sectores, son las pérdidas y empobrecimientos de mineral, fenómenos que se ponen de manifiesto durante las operaciones de la minería (extracción).

En el grupo de La Fangosa localizado más al este de los de los sectores estudiados con anterioridad en una posición meridional respecto a los grandes cuerpos laterizados de Moa perforados por la Compañía Moa Nickel S.A, exhiben resultados diferentes a los vistos con anterioridad caracterizados.

TABLA II: Resultados medios del mineral industrial en los sectores Cupeyal del Norte y Municiones del Grupo La Fangosa

Sector	Potencia Media (m)	Fe (%)	Ni (%)	Co (%)
Cupeyal	1.0	38.7	0.82	0.050
Municiones	3.7	28.75	1.24	0.069

Como se puede apreciar de la misma el valor medio del mineral resultante no cumple tampoco las condiciones tecnológicas de proceso de las plantas en los dos sectores vistos, de igual manera a lo analizado con anterioridad en los sectores del Grupo Nicaro, la potencia de corteza de intemperismo friable es poca (ver mapa No 3)

En la tabla No 3 se reflejan los resultados del muestreo de perfiles a lo largo de cortes de caminos, ejecutados por el autor (Bergues 1995) en estas áreas aquí analizadas siendo lo más resaltante:

- Bajos contenidos de Hierro (Fe) y Cobalto (Co) y el elevado valor de la Sílice (SiO<sub>2</sub>) en los horizontes limoníticos de estas áreas si se compara con estos mismos horizontes en los cuerpos continuos de los grupos Moa o Nicaro.
- El valor de las pérdidas por ignición también resulta bajo para todos los perfiles analizados, lo cual indica procesos de intemperismo incompletos o de baja intensidad que no han permitido la lixiviación en gran medida de los elementos nocivos.

TABLA No III: Resultados de muestreo de perfiles a lo largo de los caminos en los sectores Cupeyal del Norte y Municiones del Grupo La Fangosa (datos en % contenido).

Sitio/Litología	SiO <sub>2</sub>	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	NiO	CoO	PPI	Fe	Ni	Co
Municiones										
Concreciones	8.42	1.48	11.09	62.44	0.57	0.071	11.10	43.6	0.45	0.056
Limonita	21.16	4.05	4.94	52.31	2.03	0.102	10.50	36.5	1.59	0.080
Saprolita	43.60	32.64	2.06	8.65	0.96	0.025	6.24	6.04	0.75	0.020
Cupeyal										
P1concreciones	12.60	2.75	3.89	65.51	1.37	0.170	5.88	45.8	1.07	0.133
P2concreciones	29.88	23.28	3.04	28.61	0.89	0.056	10.26	20.0	0.70	0.044
Limonita	32.27	26.93	2.38	22.86	0.79	0.046	10.51	16.0	0.62	0.060
Saprolita	36.53	29.40	2.22	17.05	0.70	0.032	10.66	11.9	0.55	0.025
P3concreciones	15.01	2.88	15.23	51.94	0.67	0.035	10.42	36.3	0.52	0.020
Limonita	24.54	1.25	22.13	36.27	1.20	0.018	11.37	25.4	0.94	0.014
Saprolita	41.01	10.55	7.23	27.83	0.80	0.070	7.94	5.0	0.63	0.055

Todo lo expuesto indica el bajo nivel de intemperización de estos perfiles.

A ello se añade además la presencia de otros tipos rocosos que se mezclan indistintamente con las rocas ultramáficas, originando perfiles de carácter muy complejo, que resultan al final improductivos de acuerdo a las condiciones tecnológicas antes establecidas.

En ambos sectores aquí analizados se desarrollan paisajes únicos donde se encuentran numerosas especies endémicas de nuestra flora amenazadas, una selección de las cuales se muestra en la tabla No4.

TABLA No IV: Algunas especies de la flora endémica amenazada en peligro de extinción (espermatofitas) en áreas de La Fangosa (según Rapid biological inventories).

Familia	Especie	Grado de amenaza	Localidad
Annonaceae	<i>Annona cristalensis</i>	Vulnerable	Cupeyal
	<i>Xylopia ekmanii</i>	Vulnerable	Cupeyal
Bignoniaceae	<i>Jacaranda arborea</i>	Vulnerable	Cupeyal
	<i>Spirotecoma holguinensis</i>	Peligro	Cupeyal
Ericaceae	<i>Lyonia affinis</i>	Peligro	Cupeyal
Fabaceae	<i>Acacia bucheri</i>	Peligro	Cupeyal
Flacourtiaceae	<i>Lunania cubensis</i>	Vulnerable	Cupeyal
	<i>Lunania dodecandra</i>	Peligro	Cupeyal

La fauna también puede verse afectada, ya que estos cuerpos constituyen su "retaguardia" natural de refugio al ir avanzando la minería de los cuerpos mayores según la dirección meridional, especialmente el almiquí que constituye un fósil viviente.

## CONCLUSIONES

De acuerdo lo antes visto concluimos que estos cuerpos no resultan perspectivas para la minería debido a:

1. La lejanía a las industrias que procesan este mineral, a lo cual se añade su difícil accesibilidad, que sumado a las pérdidas y empobrecimientos del mismo engendraría elevados costos a la industria.
2. La estrechez de algunas de estas áreas que limitan la extensión de estos cuerpos afectando de esta forma el área de influencia parámetro esencial para el cálculo de reservas.
3. La poca potencia del mineral útil a la industria en la mayor parte de los casos.
4. El elevado contenido de elementos nocivos al proceso industrial en la mayoría de los casos.
5. La presencia de tipos rocosos no ultramáficos que se mezclan con los mismos engendrando perfiles no productivos de acuerdo a las condiciones tecnológicas establecidas.
6. La aparición de zonas de intemperismo incompleto en los cuerpos del Grupo La Fangosa.
7. Las condiciones tecnológicas establecidas no responden a las exigencias de la industria por lo que deben de elaborarse otras condiciones, en aras de explorar lo explotable y preservar lo que no constituya mineral industrial.
8. La necesidad de encontrar métodos de búsqueda y exploración de carácter poco destructivo en los estadios iniciales.
9. No existen razones de peso para proseguir las tareas de exploración geológica en los cuerpos aquí estudiados, por lo que deben de conservarse por sus valores ecológicos, educativos y patrimoniales

## BIBLIOGRAFIA

- Bergues, P., 1990. Informe Geológico Final sobre la búsqueda detallada en los sectores Pinalito, Balcón y Cristal en el área de Nicaro. Santiago de Cuba, archivo técnico E.G.M.O., Inédito.
- Bergues, P., 1990. Notas de Interés de Campo. Manuscrito Inédito.
- Rapid Biological Inventories No 14, Noviembre 2005. Parque Nacional "Alejandro de Humbolt" Bioeco & The Field Museum,

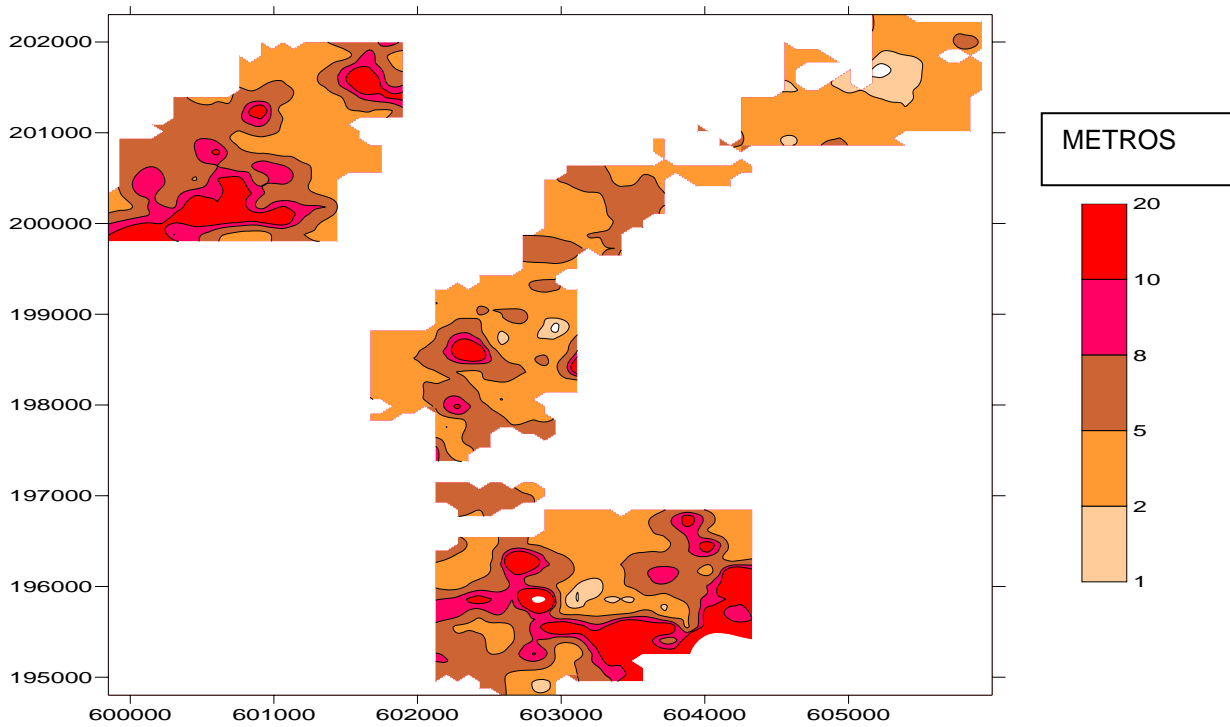


Figura 1. Isopotencias de corteza Sector Pinalito

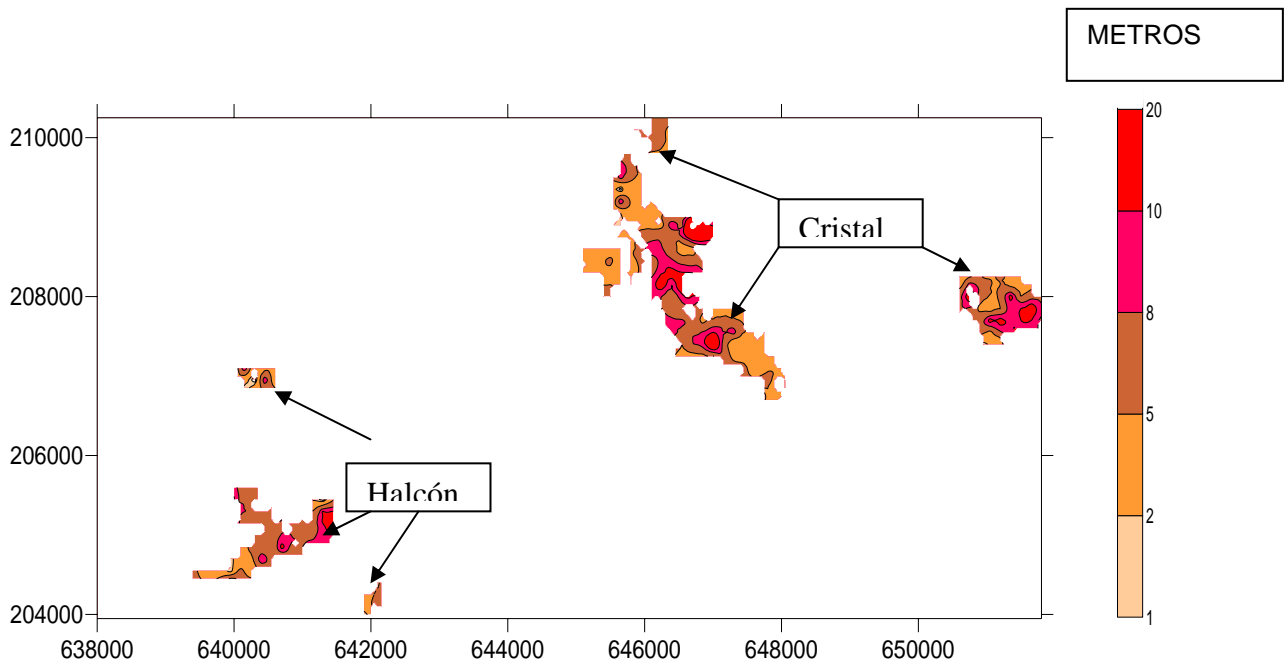


Figura 2. Isopotencias de corteza Sectores Halcón y Cristal

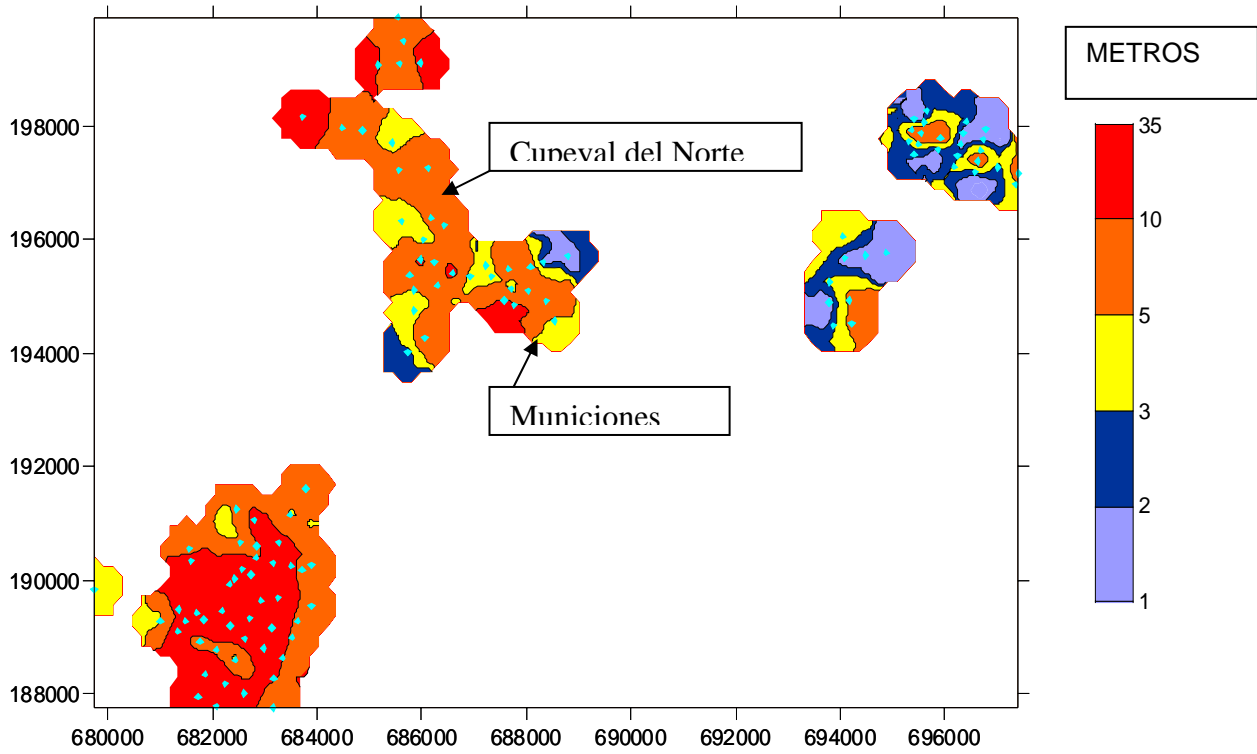


Figura 3. Isopotencias de corteza Grupo La Fangosa



## MODELO GEOLÓGICO DESCRIPTIVO DEL YACIMIENTO LATERÍTICO SAN FELIPE. CAMAGUEY, CUBA

**Rosa María Cobas Botey**

Empresa Geominera Oriente. Carretera de Siboney, Km 2½, Alturas de San Juan. Santiago de Cuba

### RESUMEN

En este modelo se refleja el ambiente geológico y se describen las características que identifican al yacimiento San Felipe, el cual forma parte de una corteza de intemperismo residual que se extiende por aproximadamente 70 Km<sup>2</sup>, con potencias que oscilan entre 3 y 36 m. Se describe el escenario geológico donde se desarrolla, su ambiente tectónico, tipos de perfiles, las características del relieve, la geometría del yacimiento, su mineralogía y petrología, sus rasgos geoquímicos, etc. Se detalla el perfil de intemperismo caracterizando los diferentes horizontes.

La condición básica imprescindible para el desarrollo del perfil de intemperismo actual en la Meseta de San Felipe fue la existencia del complejo ofiolítico, el cual está representado en mayor cantidad por ultramáficas de la zona de transición o MTZ compuesto por las peridotitas (harzburgitas, lherzolitas, wherlitas), dunitas y diques de piroxenitas gabros, microgabros y diabasas. Estas rocas se encuentran altamente tectonizadas y serpentinizadas. Las serpentinitas harzburgíticas son las que predominan en el depósito. La corteza desarrollada en San Felipe presenta perfiles completos, a veces complejos de la formación menífera nontronito-niquelífera con grandes potencias, observándose una gran presencia de sílice libre en todo el corte. Las menas niquelíferas están asociadas a arcillas esmectíticas, que se distribuyen de forma regular y continua por todo el depósito.

Este conocimiento geológico posibilitará planificar y organizar de forma optimizada los estudios de prospección y exploración, la proyección de las investigaciones tecnológicas y de explotación minera en el depósito.

### ABSTRACT

MMNNN

### INTRODUCCIÓN

Los modelos geológicos descriptivos constan de dos partes. La primera es el "ambiente geológico", que describe el escenario donde se encuentra el yacimiento, la segunda proporciona las características que identifican al yacimiento como un objeto geológico independiente, entre ellos son los tipos de rocas, la roca madre, la mineralogía, etc. En este caso se presentan las características generales de yacimientos que pueden servir de base a posteriores investigaciones geológicas, tecnológicas y técnico mineras. El modelo geológico de San Felipe es Saprolítico, no determinado en los modelos internacionales.

### MATERIALES Y METODOS

Experiencia personal obtenida en la realización de las investigaciones geológicas en el depósito por tres años, reevaluación de información geológica, recopilación de información bibliográfica. Se ha trabajado con los conceptos acerca de modelos geológicos empleados actualmente en el mundo y para el procesamiento se han empleado diferentes soft especializados y de uso general.

## RESULTADOS

Se clasifica el Modelo Geológico del Yacimiento San Felipe como Saprolítico. Se demuestran las características exclusivas de este depósito relacionándolos con los ampliamente desarrollados en la región oriental, ya que a pesar de estar desarrollado en ambientes geológicamente similares presenta rasgos geoquímicos que lo hacen único en su tipo en Cuba. La presencia de la sílice libre y contenida del mismo excede la de todos los yacimientos de níquel cubano, sus contenidos de hierro son bajos, etc.

## DISCUSIÓN

### 1. Características Geológicas. Descripción Resumen

El origen de la morfoestructura de San Felipe se asocia a la probable existencia de una antigua corteza de intemperismo que se desarrolló en toda el área del actual peniplano de Camagüey. En estas condiciones, las aguas sobresaturadas en sílice y magnesio que tenían una lenta circulación y una lenta extracción del sistema, precipitaban la sílice y el magnesio rellenando fundamentalmente las grietas prototectónicas y las zonas de fallas de las ultrabasitas. /3/

### 2. Escenario Tectónico

San Felipe tiene una dirección general NW-SE, "cubana" paralela a la dirección estructural de la falla Cubitas de la que la separa un valle de tipo graben de mantos de sobrecorrimiento. Se define como una meseta de tipo horst en una zona de antiguos sobrecorrimientos caracterizada por laderas abruptas al Este, Oeste y Sureste y una ladera que se desarrolla al noroeste y que desciende de forma muy suave hasta alcanzar el nivel del peniplano general. El límite Oeste coincide con la falla de sobrecorrimiento que limita el terreno de corteza oceánica del terreno de Arco de Islas Volcánico el cual cabalga a las ultrabasitas con un ángulo suave que no sobrepasa los 30°, el límite.

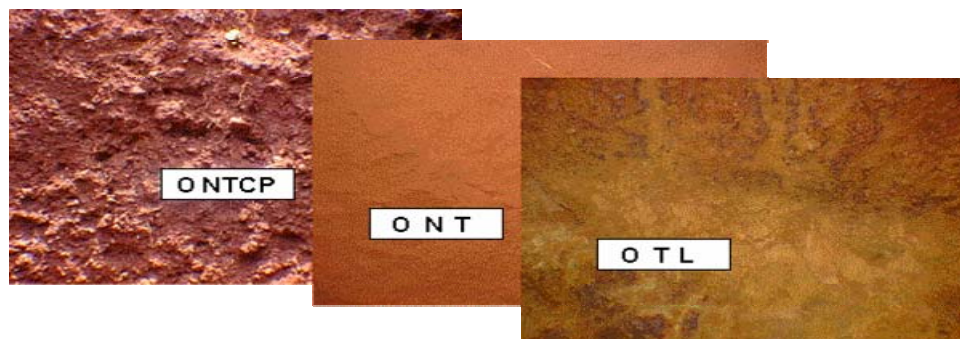
### 3. Escenario Geológico de San Felipe

La acción combinada de los procesos exógenos y tectónicos determinaron la evolución y las características del perfil de intemperismo que es esencialmente menos silicatadas (nontroníticas). Las condiciones de la transferencia de las aguas muy lentas en San Felipe dio lugar a un perfil muy complejo de la corteza con la participación inusual de la sílice, tanto libre como combinada, resultado de la muy difícil extracción del sistema de las aguas altamente mineralizadas. La zonación del perfil de San Felipe, de arriba hacia abajo, agrupando los horizontes en tres zonas es como sigue.

#### Zona de las Limonitas

Representada por los Ogres No Texturales con Perdigones o Concreciones (ONTCP), Ogres No Texturales (ONT) y Ogres Texturales Limoníticos (OTL). Ver imagen. Estos horizontes son más ricos en Fe,  $Al_2O_3$  y  $Cr_2O_3$  y más pobres en Mg, los contenidos de Ni son bajos, la  $SiO_2$  se encuentra en concentraciones elevadas. El horizonte de los OTL posee concentraciones de óxidos e hidróxidos de hierro, el Mn se encuentra en forma de pátinas y se concentran los mayores contenidos de Co. Por los valores que ya comienza a alcanzar el Ni en este horizonte, se considerara dentro de la envolvente mineral.

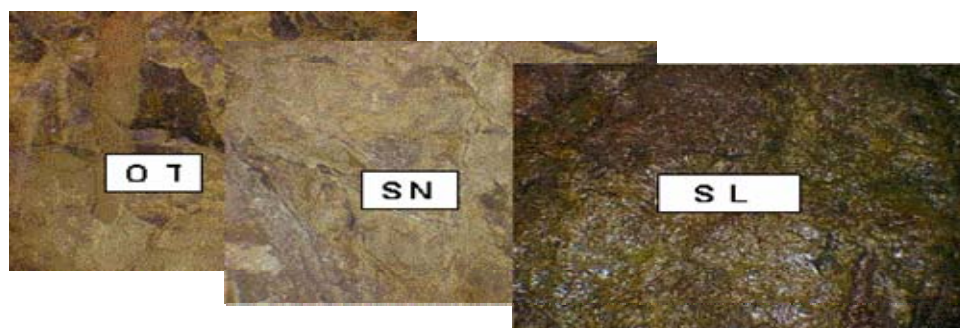
Litologías	Elementos en %							Humedad
	Ni	Fe	Co	SiO <sub>2</sub>	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	
ONTCP	0.40	32.49	0.05	25.90	0.54	11.89	2.21	16.97
ONT	0.45	27.18	0.034	39.39	1.15	7.79	1.70	22.49
OTL	0.83	26.03	0.065	40.92	2.68	6.25	1.54	31.25



### Zona de las Saprolitas

Esta representada por los Ogres Texturales Nontroníticos (OTN), las Serpentinias Nontroníticas (SN) y las Serpentinias Lixiviadas (SL). Ver imagen. Se incrementan los valores de Ni, SiO<sub>2</sub> y MgO, mientras que el Co decrece. Las mayores concentraciones del Ni se encuentra las Serpentinias Nontroníticas como se puede observar en la tabla que se muestra a continuación. Dentro de las SL comienza una disminución del Ni y un aumento del MgO. Excepcionalmente se localizan contenidos importantes de Ni en las SL.

Litologías	Elementos en %							
	Ni	Fe	Co	SiO <sub>2</sub>	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Humedad
OTS	0.98	21.69	0.053	46.00	4.88	4.78	1.42	35.76
SN	1.05	14.25	0.035	48.10	14.21	3.43	1.01	36.69
SL	0.75	11.35	0.022	47.50	22.69	2.38	0.83	32.44



### Zona del Basamento

El Basamento posee forma sinusoidal, con bolsones y elevaciones alternantes y esta representado fundamentalmente por harzburgitas serpentinizadas desintegradas, dunitas muy poco representadas y se han reportado raras ocurrencias de materiales leucocráticos. En esta zona todos los elementos

disminuyen notablemente a excepción del MgO que aumenta y la SiO<sub>2</sub>, que aún cuando ha disminuido se mantiene alta.

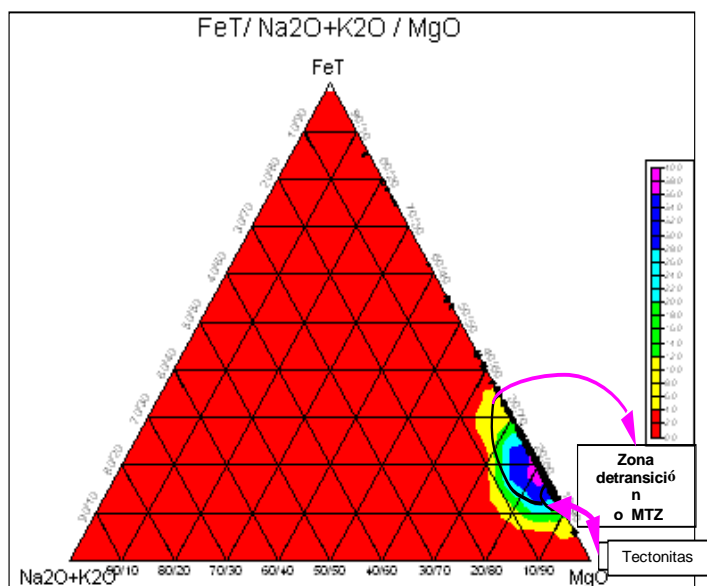
Litologías	Elementos en %						
	Ni	Fe	Co	SiO <sub>2</sub>	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
Roca	0.39	7.10	0.013	40.97	31.7	1.34	0.55
							Humedad
							14.9

#### 4. Edad de la Mineralización

La edad de la mineralización niquelífera en San Felipe data del Mioceno Superior- Cuaternario

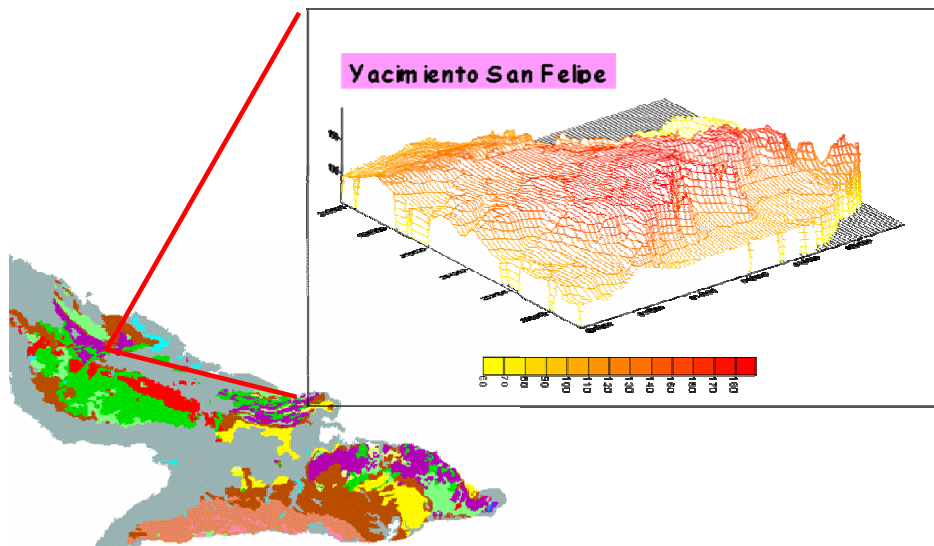
#### 5. Roca madre o basamento

El basamento de este yacimiento esta representado por rocas de la Asociación ofiolítica, con un predominio en lo fundamental de la zona de transición o MTZ compuesto por las peridotitas (harzburgitas, lherzolitas, wherlitas), dunitas y diques de piroxenitas gabros, microgabros y diabasas. Ver diagrama petrológico AFM.



#### 6. Forma del Yacimiento

El deposito es una corteza de intemperismo tipo manto lineal. Por la suave caída de los sus cotas hacia el Noroeste podemos decir que nos encontramos ante una cuesta. /3/



## 7. Texturas y Estructuras

El yacimiento presenta una zonalidad litológica en profundidad, con un cambio transicional entre los horizontes, apareciendo la textura de la roca madre a medida que se profundiza, predominan las fracciones finas.

## 8. Mineralogía de la mena

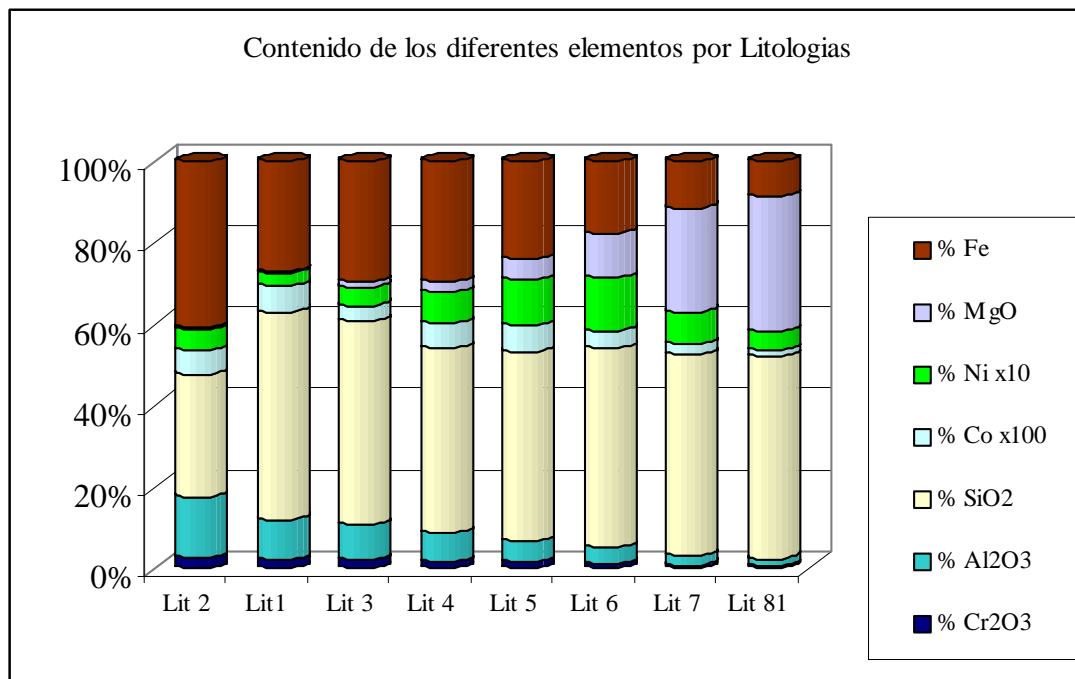
Las menas en general están constituidas por Smectitas (Nontronita y Montmorillonita), óxidos e hidróxidos de Fe ricos en trevorita, minerales de Serpentina,  $\text{SiO}_2$  libre, cloritas así como otros minerales presentes en pequeñas cantidades como la Moscovita, cromita, óxidos de Mn con Erniequelita.

## 9. Controles de las menas

Las menas niquelíferas están asociadas a las arcillas esmectíticas, se distribuyen de forma regular y continua por todo el depósito y su potencia promedio es de 10 metros.

## 10. Rasgos geoquímicos

La sílice está presente con una distribución errática en todo el perfil y aparece no solo en los silicatos sino también en forma de sílice libre como ópalo, calcedonias, marshalitas. Los contenidos de Mg también son elevados comparados con otros yacimientos lateríticos cubanos. El Ni están asociados a las esmectitas, menas silicatadas ricas en Ni por tal razón se distribuyen también de forma errática en todo el perfil (ver gráfico en color verde), el Co es bajo por su usual asociación con el Fe, que para este yacimiento es bajo. Estas características entre otras hacen las diferencias con los yacimientos lateríticos. Amor Bello



## 11. Rasgos geofísicos

La variabilidad de la resistividad y cargabilidad tiene relación con altas concentraciones de minerales arcillosos y la sílice libre presente en todo el corte. Las zonas y en ocasiones los horizontes pueden ser identificados por la resistividad y la cargabilidad, por lo que se determina la frontera limonítica saprolítica y saprolitas-rocas madres. Este método nos da la potencia de la corteza, se logra diferenciar los horizontes y el relieve del basamento.

### Modelo de Interpretación según SEV-PI /4/

11	45			4	Cargabilidad (mV/V)
270	30	12	35	0001	
L L L	S S S	□ □ □			
∇ ∇	∇ ∇ ∇ ∇	(∇)	□ □ □		
					Resistividad (Ohm-m)
					Horizonte
					Litología

## 12. Limitantes económicas

Las características geológicas estudiadas no constituyen limitaciones económicas para la posible explotación de este yacimiento, ya que se ha comprobado que con un adecuado estudio tecnológico se define con claridad las técnicas de explotación y procesamiento del mismo.

## 13. Usos finales



Para la extracción de menas de níquel y cobalto, para ferroaleaciones, etc.

#### **14. Importancia**

Es una fuente importante de Ni, es un recurso mineral no renovable y debe ser estudiado y explotado de modo sostenible.

### **CONCLUSIONES**

1. San Felipe es un yacimiento de corteza de intemperismo laterítico, de gran extensión de la formación nontronito-niquelífera.
2. El Modelo Geológico del Yacimiento San Felipe como Saprolítico, nunca antes definido en el país ni en el mundo.
3. Las menas niquelíferas están asociadas a arcillas esmectíticas (Nontronitas y monmorillonitas, que se distribuyen de forma regular y continua por todo el depósito. La presencia de la sílice libre y contenida en todo el perfil hacen de San Felipe un yacimiento atípico dentro de los lateríticos cubanos.

### **BIBLIOGRAFIA**

- Cabrera Díaz, I; Alonso JA.; y otros. Evaluación de los minerales portadores de níquel en ultrabasitas del peniplano camagüey y comparación con depósitos del macizo Moa-Baracoa
- Formell C, F; Cobas B, R.M. Experiencias de trabajos de prospección, Consideraciones acerca de la Geología de San Felipe. e Informes a los Comites de administración en el yacimiento San Felipe. 1998-2000
- Escobar E, y Otros. Algunos resultados de las investigaciones geofísicas en cortezas lateríticas niquelíferas Investigaciones geofísicas en el Yacimiento San Felipe. 1998
- Rodríguez, R. Análisis Petroológico del Yacimiento San Felipe. 2006. Inedito.

## PREMISAS PARA LA EVALUACIÓN Y CÁLCULO DE ESCOMBROS CON CARACTERÍSTICAS BAUXÍTICAS EN LATERITAS DE CUBA NORORIENTAL

Marcos Cadete La O <sup>(1)</sup>, Adis Rodríguez Cardona <sup>(1)</sup>, Alfredo Hernández Ramsay <sup>(1)</sup>.

(1) Geominera de Oriente, Carretera Siboney, Km 2.5, Santiago de Cuba, Cuba, cgarcia@geominera.co.cu

### RESUMEN

El presente trabajo propone una metodología para calcular Recursos Minerales con características Bauxíticas, aportando herramientas útiles para controlar la presencia dañina de estos cuerpos durante la minería actual y motivar a las industrias del níquel ubicadas en las áreas de Moa - Nicaro en el significado económico - social de proteger, controlar y emplear estos recursos no renovables de aluminio.

Estos recursos con baja sílice que parcialmente pudieran tener utilidad como Bauxitas fueron calculados en un sector explorado para producir Níquel y Cobalto en la región de Moa, los mismos tienen contenidos de hierro relativamente altos, baja sílice, magnesio, peso volumétrico y susceptibilidad magnética, potencias promedio mayores de 4m, ubicados la mayoría de ellos encima de minerales que en la actualidad se extraen.

Se categorizaron estos recursos de acuerdo a la relación ( $Al_2O_3/SiO_2 > 2.5$ ), codificados según los contenidos de  $Al_2O_3$  en 1 = Comercial ( $>30\%$ ), 2 = Mediana Ley ( $>24.02$  y  $<30\%$ ) y 3 = Baja Ley ( $>16.01$  y  $<24.02\%$ ), obteniéndose:

Recursos	Mineral (Tm)	$Al_2O_3$ (%)	$SiO_2$ (%)	Fe (%)	Susceptibilidad magnética
Mediana Ley	2029431	29.5	2.31	31.6	4.1
Baja Ley	3848057	19.3	2.82	40.1	3.6

El empleo futuro de ellos lo dificultará las mezclas en escombreras comunes de; cortezas con características bauxíticas, estériles lateríticos e incluso algunos minerales ventajosos con buen comportamiento metalúrgico, para ello se requiere incrementar el conocimiento geológico, considerar las técnicas de extracción y procesamiento tecnológico (estudios mineralógicos, petrográficas, de elementos minoritarios, etc), definir el posible beneficio y concluir con el estudio de factibilidad.

### ABSTRACT

The present work proposes a methodology to calculate Bauxitic Mineral Resources, so contributing with useful tools to control the noxious presence of these bodies during the current mining and to motivate to the industries of the nickel located in the areas of Moa - Nicaro in the social and economic meaning of protecting them, to control and to use these non renewable resources of aluminum.

These resources with low silica that partially could have utility like Bauxites were calculated in a sector explored to produce Nickel and Cobalt in the Moa region. They have contents of iron relatively high, low silica, magnesium, tonnage factor and magnetic susceptibility, average width bigger than 4m, located most of them above minerals that at the present time are extracted.

These resources were categorized according to the relationship ( $Al_2O_3/SiO_2 > 2.5$ ), coded according to the contents of  $Al_2O_3$  in 1 = Commercial ( $\geq 30\%$ ), 2 = Medium tenor ( $\geq 24.02$  and  $< 30\%$ ) and 3 = Low tenor ( $\geq 16.01$  and  $< 24.02\%$ ), being obtained:

Resources	Mineral (tm)	$Al_2O_3$ (%)	$SiO_2$ (%)	Fe (%)	Magnetic susceptibility
Medium tenor	2029431	29.5	2.31	31.6	4.1
Low tenor	3848057	19.3	2.82	40.1	3.6

The future employment of them will be hindered by the mixtures in common piles of materials with bauxitic characteristic, sterile laterite and even some advantageous minerals with good metallurgical behavior for what it is required to increase it the geologic knowledge, to consider the extraction techniques and

technological prosecution (patrographic and mineralogic studies, as well as of minor elements, etc) to define the possible benefit and to conclude with the study of feasibility.

## INTRODUCCIÓN

En un sector explorado para producir Níquel y Cobalto en la región de Moa, calculamos recursos minerales de aluminio con características Bauxíticas, con baja sílice, que parcialmente pueden tener utilidad como Bauxitas. El presente trabajo tiene el objetivo de: Motivar en el significado económico - social de proteger, controlar y emplear recursos minerales no renovables de aluminio, ubicados en áreas utilizadas por la industria del níquel en Moa y proponer una metodología para generalizar estos cálculos.

En el Balance de Reservas Minerales de la Nación no están cuantificadas, para incluirlas las Normas Nacionales e Internacionales vigentes exigen demostrar su potencialidad económica, considerar las técnicas de extracción y procesamiento tecnológico. En Cuba existen importantes recursos de Níquel y Cobalto en lateritas, que procesan las Empresas Comandantes; René Ramos Latour (RRL) de Nicaro, para Moa en la Pedro Soto Alba (PSA) y Ernesto Guevara (ECG).

Estas industrias cada año mueven a escombreras aproximadamente 2 millones de toneladas, con la expansión en ejecución de estas producciones, el volumen se incrementará significativamente. El futuro empleo lo dificultará la mezcla en escombreras comunes de; cortezas bauxíticas, estériles lateríticos, e incluso algunos minerales ventajosos y con buen comportamiento metalúrgico.

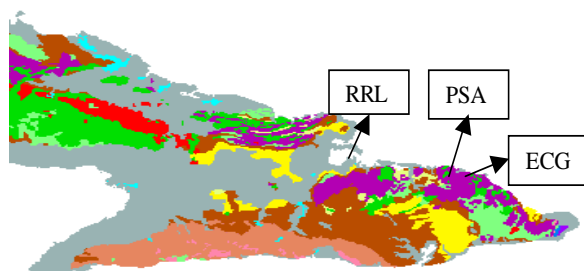


Figura 1: Mapa de ubicación de las plantas procesadoras de Níquel.

## MATERIALES Y METODOS

- Se recopilaron toda la información existente en los yacimientos, en los cuales se tiene la información de  $Al_2O_3$ ,  $SiO_2$ ,  $MgO$ , etc,
- Se realizó un levantamiento y evaluación de la información de los duplicados en los mismos
- Se categorizaron nuestras bauxitas ( $Al_2O_3/SiO_2 > 2.5$ ) codificar según los contenidos siguientes de  $Al_2O_3$ : 1 = Comercial ( $>30\%$ ), 2 = Mediana Ley ( $>24.02$  y  $<30\%$ ). 3 = Baja Ley ( $>16.01$  y  $<24.02\%$ )

Con el software Corte fueron cuantificados estos Recursos “ con características Bauxíticas ”; por pozos, bloques y yacimiento

## RESULTADOS Y DISCUSIÓN

Durante la etapa geológica de la muestra tecnológica semi industrial de un sector en Moa, calculamos Recursos de aluminio con baja sílice en escombros lateríticos, los que pueden tener

utilidad como Bauxitas. Mayoritariamente existen en los horizontes superiores de la corteza de intemperismo. Por su importancia y volumen es necesario:

- Proyectar y ejecutar escombreo diferenciado, para proteger recursos no renovables durante la minería del níquel
- Atender la contaminación que puede provocar al proceso industrial durante la producción de níquel (disminuye la densificación de la pulpa). Proponemos emplear la Susceptibilidad Magnética y ensayar otros Exprés.
- Desarrollar y Cuantificar Reservas Minerales. Emplear la Tecnología Integral y Dinámica aplicada para Níquel y Cobalto.

Tabla 1: Resultado del cálculo de los recursos con características bauxíticas.

Recursos	Mineral (Tm)	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	SiO <sub>2</sub> (%)	Fe (%)	Susceptibilidad magnética
Mediana Ley	2029431	29.5	2.31	31.6	4.1
Baja Ley	3848057	19.3	2.82	40.1	3.6

En la siguiente tabla se ejemplifica en la base de datos Geológica Ordinaria obtenida durante la exploración para Níquel y Cobalto, en pozos mayoritariamente perforados cada 1 metro de profundidad. Las siguientes columnas (Rodríguez A et al, 2004) fueron añadidas:

- AL/SI es el cálculo de la relación Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>/SiO<sub>2</sub>. Para categorizar recursos de bauxitas es requisito indispensable que esta magnitud sea > 2.5.
- Baux caracterizó el rango de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> respecto a su Clarke en la corteza (8.05%), según códigos;
  - Bauxita de Baja Ley (Código 0.6)=más de 2 veces el Clarke de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> (≥16.1 y <24.2) %.
  - Bauxita de Mediana Ley (Código 0.66)=Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> más de 3 veces el Clarke (≥24.2 y <30) %.

Tabla 2: Base de datos Geológica Ordinaria obtenida durante la exploración.

DE	LT	FE	NI	CO	SiO <sub>2</sub>	MGO	AL <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SM	Al/Si	Baux	DOCU
0.00	1	32.3	0.22	0.042	6.65	1.95	25.54	4.21	3.8	0.66	1
1.00	1	38.1	0.18	0.045	2.54	0.72	22.92	4.37	9.0	0.6	1
2.00	1	41.9	0.24	0.035	2.39	0.57	17.70	2.71	7.4	0.6	1
3.00	1	42.8	0.24	0.019	1.70	0.49	17.23	0.95	10.1	0.6	1
4.00	1	42.2	0.38	0.021	1.84	0.49	18.11	0.91	9.8	0.6	1
5.00	1	43.0	0.38	0.025	2.78	0.64	15.96	19.42	5.7		1
6.00	1	46.8	0.34	0.028	2.78	0.59	12.67	17.88	4.6		1
7.00	1	47.8	0.33	0.026	2.36	0.58	12.21	17.32	5.2		1
8.00	2	49.6	0.83	0.162	2.37	0.51	8.15	17.18	3.4		2
9.00	3	50.6	1.00	0.143	2.67	0.64	8.36	41.93	3.1		3
10.00	3	49.9	1.13	0.136	2.71	0.63	7.46	12.50	2.8		3
11.00	5	16.2	0.53	0.034	30.50	25.30	5.26	11.85	0.2		3
12.00	5	17.2	0.49	0.032	29.54	24.16	6.93	9.10	0.2		3
13.00	5	19.6	0.53	0.035	26.92	21.47	8.75	8.23	0.3		3
14.00	7	9.4	0.38	0.019	34.36	29.32	7.79		0.2		5

Observe que al aumentar el aluminio (Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) disminuye el Níquel (Ni), por esta causa cuando los geólogos exploran minerales para la producción de níquel excluyen las áreas donde estas cortezas predominan. También. la Susceptibilidad Magnética (SM) es menor. Recomendamos realizar ensayos físicos exprés como herramienta operativa para precisar su presencia y diferenciar escombreras durante las labores mineras en la producción del níquel.

Características de este material con características bauxitas:

- Contenidos de hierro relativamente altos.
- Ubicación espacial cerca de la superficie, sin cambios visibles del perfil
- Baja Sílice, Magnesio, Peso Volumétrico y Susceptibilidad Magnética.

La causa geológica mayoritaria para su formación es:

- Condiciones de alta acidez.
- Rocas predominantes ultramafitas con plagioclasas subordinadas

## CONCLUSIONES

1. Para su asimilación industrial no existe infraestructura actual. La aplicación puede exigir inversiones, pero serán pequeñas y contribuirán a disminuir los costos en la producción del Níquel y Cobalto, por exploración, escombreo, restauración del medio ambiente, etc.

2. Tiene aportes combinados para el desarrollo económico - social, importantes porque se ejecuta la expansión en la producción del níquel. Permitirá:

- Aprovechamiento sostenible de recursos no renovables
- Aporte social. Sustento complementario ó relevo para el futuro.

3. En el sector calculado los Recursos Medidos con características Bauxítica suman 5 877 487 Tm, de ellos 2 029 431 son de ley media, con  $Al_2O_3$  promedio de 29.5%. En los demás yacimientos de Moa y Nicaro, existen volúmenes significativos. Los costos complementarios para explorarlos son ínfimos (perforados y con análisis químicos).

Además de las conclusiones anteriores recomendamos

1. Proteger a estos recursos no renovables por su importancia y volumen, a tales efectos:

- Ejecutar estudios complementarios (incluye factibilidad) para precisar las Reservas Bauxíticas con la Tecnología Integral y Dinámica. Valorar la comercialización en países cercanos que procesan este tipo de minerales. Durante la actual minería; proyectar, ejecutar y controlar escombreras diferenciadas por su composición.

2. Minimizar la contaminación que provocan los cuerpos con características bauxítica en la producción de níquel, especialmente emplear ensayos físicos con rápida respuesta y las alineaciones que presentan estos cuerpos.

## BIBLIOGRAFÍA

- Ariosa I, (2002). "Conferencias". Universidad de Oriente, Santiago de Cuba.  
NRIB No 876 (1986). Prospección Geológica. Yacimiento de Bauxita. Clasificación.  
Rodríguez A, et al (2004). "Reporte Final. Etapa Geológica de la muestra tecnológica Semiindustrial de Yagrumaje Norte", EGMO, Santiago de Cuba.  
Rodríguez H, (2000). "Software Corte", EGMO, Santiago de Cuba.

# MÉTODOS DE ESTIMACIÓN GEOESTADÍSTICA PARA EL CÁLCULO DEL ESPESOR DE FRIABLE EN YACIMIENTOS LATERÍTICOS

**Maria Gentoiu<sup>(1)</sup>, Jorge Acosta Breal<sup>(2)</sup>**

<sup>(1)</sup>y <sup>(2)</sup> Empresa Geominera Oriente, Loma de San Juan, km 2 ½, Santiago de Cuba, Cuba,  
E-mail: <sup>(1)</sup>: [mgentoiu@geominera.co.cu](mailto:mgentoiu@geominera.co.cu) y <sup>(2)</sup> [jacosta@geominera.co.cu](mailto:jacosta@geominera.co.cu)

## RESUMEN

En el estudio de los yacimientos lateríticos, los métodos geofísicos, como por ejemplo el Sondeo Eléctrico Vertical (SEV) tienen la gran ventaja de poder dar una información rápida y barata sobre la potencia del espesor de friable, información necesaria tanto en la orientación de los trabajos mineros de explotación como en el cálculo de las reservas de níquel y cobalto. Este trabajo se propone lograr una estimación óptima del friable utilizando tanto datos de SEV como de pozo, y comprobarla en los puntos de muestreo geológico (pozos de perforación) conforme a los criterios estadísticos del error y correlación de las variables muestreada vs. calculada. Se utilizan métodos de estimación geoestadística como Kriging Ordinario para valorar por separado el espesor por pozos y por geofísica, se compara los resultados y se analiza si los datos se pueden utilizar en conjunto a través de una simple unión, una ecuación de regresión o a través de un método geoestadístico multivariado como Cokriging.

La presente metodología se está aplicando actualmente como una corrección al cálculo de reservas de los yacimientos ferro niquelíferos de Moa, permitiendo ahorros substanciales de tiempo y dinero.

## ABSTRACT

To the study of the lateritical deposits, the geophysical methods, such as the Electric Vertical Sounding, have the advantage to give a quick and inexpensive information about the thickness of friable, necessary to planning the mining works exploitation and resource and reserva estimation. This work intends to obtain a good estimator of the friable, using both geophysical and geological data, checked in the sampled location (hole drills) according to the statistical approaches of the error and correlation of the sampled variables vs. calculated ones. Methods of geostatistical estimation like Ordinary Kriging are used to calculate the thickness with hole drill data and geophysical data separated, the results are compared and analyzed if the both data can be used in a simple union, a regression equation or through a geoestadistical multivariate method like Cokriging.

The present methodology is applying now like a correction to the calculation of Moa nickel reserves, allowing substantial savings of time and money.

## 1.INTRODUCCIÓN

Un problema que siempre ha preocupado a los mineros de los yacimientos lateríticos ferroniquelíferos de Moa ha sido la elección de la malla de perforación que permita cartografiar apropiadamente la superficie de contacto entre la corteza friable y el basamento rocoso. Debido a que el basamento es muy accidentado e irregular, se requeriría de una malla muy densa de pozos, lo cual no sería rentable desde el punto de vista del costo de perforación y tendría un impacto negativo sobre el medio ambiente. Es por esto que se ha decidido utilizar los métodos geofísicos, en particular los Sondeos Eléctricos Verticales de PI. (SEV), como una vía alternativa para aumentar la resolución de la información. Esto se ha realizado intercalando mediciones de SEV entre los pozos existentes, y de manera adicional en algunos pocos pozos para la obtención de los patrones de interpretación geofísica.

El objetivo del presente trabajo consiste en investigar diversas alternativas metodológicas, preferiblemente geoestadísticas, que permitan usar de manera conjunta las mediciones geológicas “duras” obtenidas en los pozos, con las mediciones geofísicas “suaves” obtenidas con SEV, para la estimación óptima del espesor del friable en una malla de 8.33x8.33 metros. Ese



mailla es la mitad de la que actualmente se posee tomando en cuenta tanto los pozos como los SEV, y coincide con los bancos de explotación minera que en general son de 8x8x2m.

Como caso de estudio se eligió un bloque rectangular de 300 metros de ancho por 600 metros de largo, perteneciente al yacimiento Yagrumaje Norte

## 2. MATERIALES

El resultado geofísico se concreta en un dato del espesor de la corteza del friable que, comparado con el obtenido en el pozo de perforación presenta un error estándar menor a 2.5% y una correlación que varía entre 0.85-0.9 conforme a unos 103 datos tomados aleatoriamente en todos los yacimientos estudiados hasta el presente en la región de Moa.

Para el presente estudio se consideraron 320 pozos de perforación en red de 33.33x33.33m y 432 sondeos intercalados (ver Fig.1). Resulta conveniente destacar que sólo existen cinco sondeos medidos en la ubicación de los pozos.

En lo sucesivo a los datos de medición del friable en los pozos y a los correspondientes con los sondeos eléctricos verticales se les nombrará como "Friab-Pozo y "Friab-SEV", respectivamente.

## 3. METODOLOGÍA

A diferencia de la estadística, la geoestadística utiliza como objeto de estudio la variable regionalizada (Journel y Huijbregts, 1978; Curran y Atkinson, 1998; Pawlowsky et al., 1995), es decir, la variable que tiene una posición en el espacio, que es georeferenciada. En el presente trabajo la variable estudiada es el espesor de friable obtenido por dos vías: pozos de perforación y SEV (Sondeo Electrico Vertical).

Un problema que afecta la integración geomatemática del dato geofísico al geológico, consiste en la falta de muestras tomadas en la misma ubicación, prácticamente no se dispone de puntos comunes de sondeos y pozos de perforación o lo que se tiene son muy pocos para un estudio geoestadístico/estadístico confiable. La presente metodología se ha desarrollado partiendo de esta premisa y consiste en los siguientes pasos:

- Análisis Exploratorio de los Datos
- Estimación geoestadística univariada del espesor del friable
- Estimación geoestadística multivariada del espesor del friable

### 3.1 Análisis Exploratorio de los Datos

El análisis exploratorio de los datos (AED) es un paso indispensable en cualquier estudio geoestadístico ya que permite obtener las características estadísticas de las variables y las relaciones existentes entre ellas, con el fin de encontrar el método óptimo de procesamiento e intervenir, si es posible, para obtener mejores resultados (Amstrong y Delfiner, 1980; Cuador Gil, 1999 y 2002, Díaz y Casar, 2004, Kitanidis, 1997). Como parte del AED se realizaron los siguientes análisis:

- Análisis estadístico básico
- Estudio de la normalidad
- Detección de valores atípicos
- Análisis de tendencias
- Análisis de la estructura espacial

**El análisis estadístico básico** (ver Tabla 1) muestra que en sentido general existe una gran cercanía estadística entre las dos variables muestreadas en términos de valor medio (14.28 vs. 14.00) y mediana (13.00 en ambos casos). Mientras que por otra parte observamos que la

variabilidad de las mediciones en pozos es mayor con respecto a las mediciones del friable por SEV en términos de intervalo de variación (33 vs. 29) y desviación estándar (7.11 vs. 5.90), esto puede ser un reflejo del hecho de que los datos obtenidos mediante SEV son más suaves debido a la resolución vertical del método.

**El estudio de la normalidad** es un punto importante debido a que la mayoría de los métodos de estimación, como es el caso de la estimación del variograma, tiene un desempeño óptimo cuando la distribución es normal. Por esto, en presencia de distribuciones muy asimétricas usualmente se emplean transformaciones como la logarítmica, anamorfosis, etc, que intentan corregir este problema. En el caso estudiado, los histogramas de la Fig.2 presentan una asimetría positiva leve, mientras que los valores de curtosis son relativamente pequeños, por lo que para efectos prácticos pueden considerarse como normales. El gráfico Q-Q (ver fig. Fig. 3) reafirma la conclusión anterior ya que para valores  $>5$  de potencia de friable por pozos y  $>4$  para potencia de friable por SEV, las distribuciones se acercan a la normal.

**La detección de los valores atípicos o outliers**, que son valores que se diferencian de manera significativa de la mayoría de los datos, es importante puesto que éstos pueden influir de manera drástica en el proceso de estimación desvirtuando los resultados. Aquí, como valores atípicos fueron considerados los que son mayores que dos veces la desviación estándar de la media. En la Fig. 4 se presenta el campo magnético total con la proyección de los valores atípicos. Como se puede observar, en el centro hay una cierta orientación NO-SE de estos valores que coincide con la misma orientación del campo magnético, lo que puede responder a un sistema de fallas escalonadas. También la presencia de los valores del espesor por geofísica al lado de los del espesor por perforación es una justificación más de que no son errores de muestreo y por tal se van a considerar en los cálculos.

No obstante para propósitos de estimación se eliminaron provisionalmente los valores atípicos que podían tener una influencia “negativa” sobre la modelación del variograma. En la Fig. 5 se presenta un estudio de la nube del variograma y los valores excluidos están destacados en cuadritos.

**El estudio de la tendencia** se ha hecho graficando el valor del espesor contra las coordenadas X y Y respectivamente (ver Fig. 6). Se puede observar la tendencia del friable a variar su espesor de forma inversamente proporcional al eje X, en la mitad este del área. También se remarca una tendencia de aumento hacia el Norte, pero es menos evidente. Ideal fuera dividir el área en dos mitades (este-oeste) y analizarlas por separado, lo que no es el objetivo de este trabajo. Esta presencia de no estacionaridad se ve reflejada de cierto modo en los variogramas (ver Figura 7), pero no afecta de manera significativa la estimación de los mismos.

**El análisis de la estructura espacial de los datos** se realiza mediante la estimación de los variogramas, lo que permite saber si se trata de una variable estacionaria o intrínseca, si hay anisotropía o no, o hasta donde se extiende la autocorrelación espacial de los datos. En el caso estudiado, los variogramas de ambas variables se ajustan a modelos lineales (ver Figura 7) lo que refleja la presencia de cierto grado de no estacionaridad. Esto puede ser un inconveniente en la aplicación de métodos de estimación o simulación que necesitan de la matriz de covarianza. Pero, al menos podemos afirmar que las variables cumplen la hipótesis intrínseca.

### 3.2 Estimación geoestadística univariada del espesor del friable

Este paso tiene dos objetivos:

- Confeccionar un fichero con las dos variables del friable y con un número de records igual a la suma de todos los puntos muestreados sean estos por pozos o por geofísica. Como Kriging es un estimador insesgado (Armstrong, 1998; Deutsch, 1998) el valor inferido en un punto muestreado es igual con el mismo valor del dato real en aquel punto. Por ejemplo, la variable estimada del friable por geofísica (“Estim-SEV”) tiene en un punto de medición geofísica el mismo valor real medido y en un punto de pozo un valor estimado. Lo mismo se puede decir de la

variable “Estim-Pozo”, pero al revés. La variable Estim-SEV se va a utilizar para el Cokriging. Más adelante se hace un comentario sobre la correlación obtenida entre las dos variables.

- Confeccionar la malla de 8.33x8.33 y comparar los resultados.

La estimación geoestadística se ha hecho con el método de Kriging Ordinario (O.K), utilizando un modelo lineal con efecto Nugget, tanto para SEV como para pozos ( ver Fig. 7) y un radio de búsqueda de 65 m, con un máximo de 4 puntos por cuadrante. Los datos de los modelos son:

Variable	Modelo	Nugget	Sill	Range
Friab_Pozo	linear	12.77	12.84	65.29
Friab_SEV	linear	5.64	10.93	65.29

La estadística básica de la estimación se presenta en la Tabla 2. y en la Fig.8

Se ha nombrado con “dif” la diferencia entre las dos estimaciones: con datos de pozos y con datos de SEV

Una condición necesaria para la integración de los datos es una alta correlación entre las dos variables estimadas. En la Fig.8 se puede ver que la correlación a nivel de los puntos muestreados es de 0.786 y a nivel de malla de 0.912. Es interesante remarcar que no solo la correlación cambia a nivel de malla con respecto a los puntos de localización, sino también el intervalo de variación y la desviación estándar (la varianza) El intervalo de variación en puntos estimados es (-14.88, 13.49) y en malla es (-8.12, 7.95) y la varianza de los primeros es de 15.73 y de los segundo de 5.33 Estos comportamientos se pueden explicar por la característica del Kriging de suavizar el campo bajo estudio (el espesor del friable en este cazo) Se eliminan los “ruidos” que muchas veces son variaciones bruscas en la geometría del deposito del friable y que los dos métodos, de pozo y de SEV, los miden de forma diferente.

Una vez comprobada la condición de correlación estadística, se hace un estudio AED de la variable diferencia (“dif”) y se decide el método (geo)estadístico que se va emplear para la unión de los dos tipos de datos. Pueden existir diferentes situaciones:

- La diferencia tiene una distribución normal con media 0 y desviación estándar pequeña, y un comportamiento espacial aleatorio. En este cazo, las dos variables se pueden unir como una sola.
- La diferencia tiene un comportamiento aleatorio. Se puede buscar una ecuación de regresión.
- La diferencia tiene una distribución normal y un comportamiento estacionario o por lo menos intrínseco. Se puede aplicar Cokrige (Cok)

En cazo en que se decida mezclar los dos tipos de datos, sin ningún procesamiento geomatemático anterior, puede suceder que se produzca una mayor variación a nivel local. La malla es mas densa y puede inferir la estructura local del friable, hecho que se refleja en la aparición de una nueva estructura en el modelo de variograma (ver Fig. 9). Es una estructura anidada esférica con un radio de autocorrección de solo 24m. Si se quiere captar esta información local se tiene que cambiar el radio de búsqueda a menos de 24m.

En la Fig.8 se presenta el variograma de la diferencia (dif), con su modelo, en este caso una combinación de dos estructuras básicas: Nugget y Exponencial. Como se puede ver, la diferencia es una variable estacionaria, lo que sugiere que ambas variables estimadas (con datos de pozos y SEV) no solo están correlacionadas estadísticamente si no espacialmente, por lo cual se puede aplicar el método de Cokriging.

### 3.3 Estimación geoestadística multivariada del espesor del friable

La estimación conjunta de variables regionalizadas, mas comúnmente conocida como Cokriging (Kriging Conjunto) es el análogo natural del Kriging de una función aleatoria. Mientras que el

Kriging utiliza la correlación espacial (autocorrelación), el Cokriging utiliza la correlación espacial y la correlación entre funciones aleatorias al mismo tiempo. (Díaz y Casar, 2004)

En general se utiliza cuando una de las variables, la principal, es menos muestreada que las otras consideradas secundarias. En el caso estudiado, la variable principal se considera el espesor de friable medido en pozos (320 muestras) y la secundaria el espesor estimado anteriormente de SEV (747 localizaciones)

El modelo de Correogionalización lineal se presenta en la Fig. 10, donde los elementos de las matrices de varianza-covarianza se pueden identificar con los valores de los efectos Nugget y las pendientes (slope) de los modelos, respectivamente (Wackernagel, 1995)

## 4. RESULTADOS y DISCUSIÓN

Como resultado del trabajo, se ha obtenido un banco de datos de cuatro variables estimadas en una malla (red) de 8.33x8.33, todas describiendo el mismo fenómeno: la geometría de la parte friable del yacimiento, pero, utilizando métodos de medición y estimación diferentes.

Antes que todo, se tiene que hacer un estudio de validación del modelo de variograma empleado en cada caso, Cross-Validación, porque puede ser que no se logre una buena estimación y entonces el modelo respectivo no se tiene que tomar en cuenta o se le modifican los parámetros utilizados. De acuerdo a esto se puede proceder de varias maneras. Un método que resulta atractivo por su sencillez y elegancia es "leave one out" (Armstrong, 1998; Díaz, 2004), que consiste en sacar un elemento de la muestra y estimar el valor en este punto usando Kriging con el modelo del variograma obtenido. Se puede hacer un mapa de las diferencias entre el valor real y el estimado, o se pueden calcular algunos estadígrafos como la media del error y la varianza del error estándar de estimación. El primero tiene que ser alrededor de 0 y el segundo menor o alrededor de 1. En la Tabla II estos dos estadígrafos aparecen para cada modelo y se puede ver que todos cumplen las condiciones.

Las isolíneas de la desviación estándar del error de Kriging se presentan en la Fig. 11. Como se puede remarcar el error está repartido uniformemente, sin valores atípicos, lo que significa que los modelos utilizados lograron no estar influidos por la tendencia remarcada en los datos y tampoco por los pocos outliers identificados en el estudio de AED anterior. Esta regularidad está generada también por la regularidad de la distribución espacial de los datos reales que muchas veces coinciden con los nudos de la red. En estos puntos la varianza kriging es igual a 0, siendo una interpolación exacta. (Wackernagel, 1995)

Se pone la pregunta ¿cuál de los cuatro casos de estimación del friable es mejor para utilizarlo en un cálculo de reserva? Para esto, se puede analizar la tabla II que resume la estadística básica de los resultados obtenidos y también la figura 12 donde se representan las imágenes de las cuatro estimaciones con las isolíneas correspondientes, obtenidas con Kriging Ordinario (K.O) para datos de pozo, K.O. para datos de SEV, Cokriging y K.O. para datos mezclados, respectivamente.

Se puede remarcar que las dos primeras imágenes son más suaves, debido a que ni la malla de perforación ni de SEV logra por separado captar detalladamente las variaciones del friable entre los puntos de medición, más aun cuando Kriging suaviza esta información. En la tabla esto se refleja en el rango de variación más estrecho (2.83-25.54) para pozos y (3.74-26.94) para SEV, y en el coeficiente de variación más bajo que de los datos reales de pozo.

Las tercera y cuarta imágenes ofrecen mucho más detalles, la red siendo más densa con la integración de la geofísica a los datos de perforación. El rango de los datos se acerca al de los datos reales de perforación, sobre todo en el caso de la simple unión (1-32.46), y aumenta el coeficiente de variación (0.24). Los otros estratigráficos no presentan grandes diferencias con

respecto a los datos reales por lo cual no ofrecen criterios para decidir cual de los dos métodos es mejor, pero, el hecho de que Cokriging utiliza tanto la correlación espacial como estadística existente entre los dos tipos de mediciones, lo hace más indicado.

En un perfil de georadar (ver Fig.13) se han proyectado los límites del basamento por los últimos dos métodos Cokriging y Kriging Ordinario con datos unidos. El límite por Georadar se puede tomar como referencia (ver la línea blanca) porque las mediciones son a metro, logrando ofrecer un buen detalle. La línea negra, la del Cokriging, es la que más se acerca a del georadar.

## 5 CONCLUSIONES

Este trabajo ha tratado de dar una metodología paso a paso para conocer mejor los datos que se tienen y analizar la forma de utilizarlos para la caracterización de un yacimiento.

La geoestadística puede ayudar a la integración de los métodos geofísicos al estudio de los yacimientos ferroniquelíferos de Moa., completando la información de los pozos.

Para trabajos futuros se pueden sugerir:

- Utilizar la simulación
- Aumentar los sondeos medidos en pozos de perforación con el fin de que se puedan aplicar de forma directa los métodos geoestadísticos multivariados.

## 6. REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

- Armstrong, M., 1998, Basic Linear Geostatistics, Editorial Springer, Berlin, pp 149
- Armstrong, M. y Delfiner, D., 1980, Towards a more robust variogram: case study on coal, Note n-671, CGMM, Fontainebleau, Francia
- Cuador-Gil, J. Q. y Quintero, A., 1999, Análisis estructural: punto de partida de todo estudio geoestadístico. Revista Minería y Geología, Vol. XVI, No. 3, pp. 16-22.
- Cuador-Gil, 2002, Estudios de Estimación y Simulación Geoestadística para la Caracterización de Parámetros Geológico - Industriales en el Yacimiento Laterítico Punta Gorda, Tesis de doctorado en Ciencias Técnicas, Pinar del Río, 120 p
- Curran, P.J. y Atkinson, P.M., 1998, Geoestadistics and Remote Sensing, Progress in Physical Geography, 22, 1, p. 61-78.
- Deutsch C, Journel A.G., 1998, GSLIB Geostatistical Software Library and User's Guide, OXFORD UNIVERSITY PRESS, New York, 361 paginas
- Díaz A.M., Casar R., 2004, Curso de geoestadística aplicada, UNAM México,
- Journel, A. G. y Huijbregts, C. J., 1978, Mining Geostatistics, Academic Press, New York, 600 p.
- Kitanidis, P.K., 1997, Introduction to Geostatistics: Application to Hydrogeology, Cambridge University Press, USA, 247p
- Pawlowsky, V., Olea, R.A., y Davis, J.C., 1993, Additive Logratio Estimation of Regionalized Compositional Data: An Application to Calculation of Oil Reserves, Geostatistics for the Next Century, Kluwer Academic Publishers, Dordrecht, p.371-382.
- Wackernagel H., 1995, Multivariate Geostatistics, An Introduction with Applications, Springer, Berlin, 251p





Fig.1 Ubicación de los trabajos

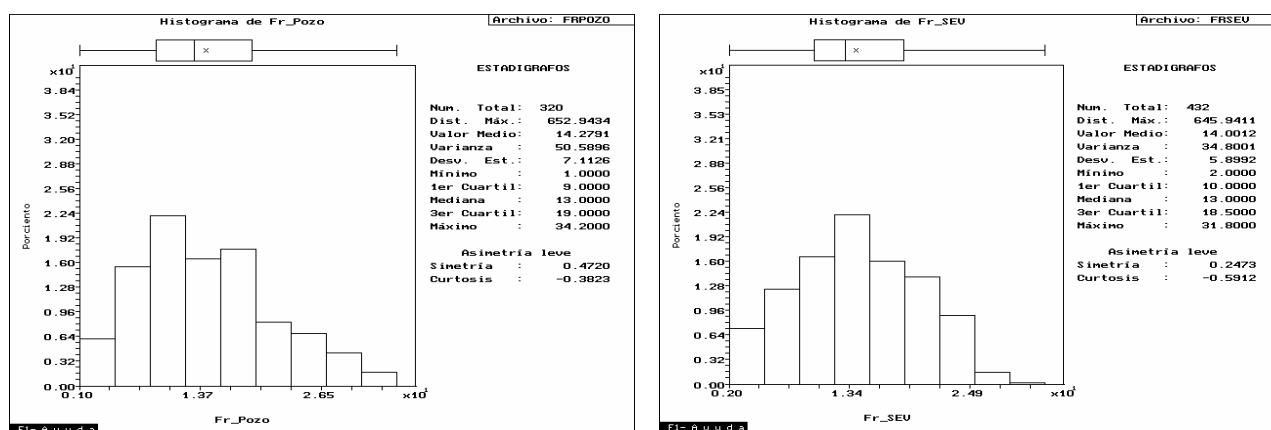


Fig.2 Histogramas de la potencia del friable por datos de perforación y geofísica

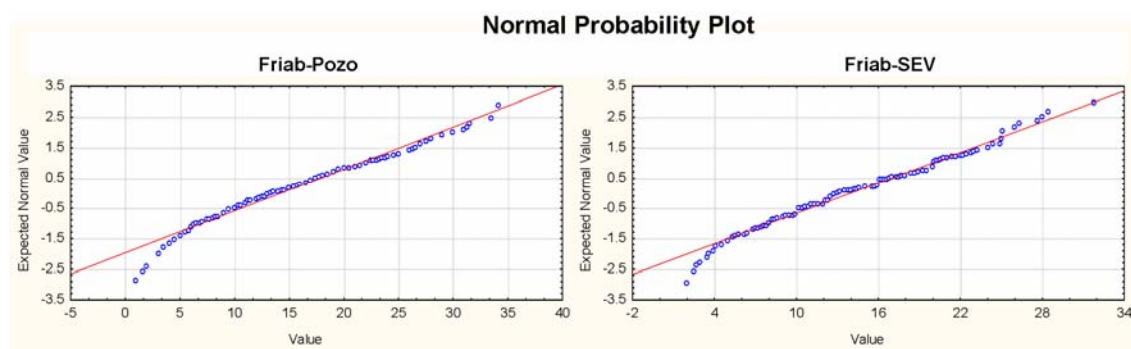
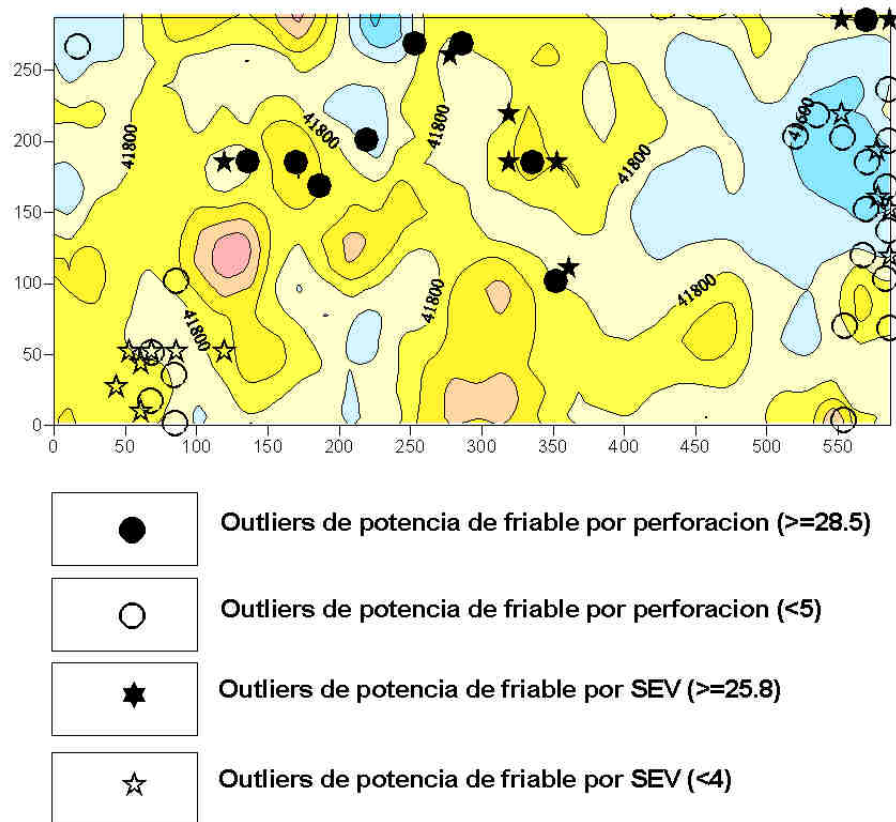


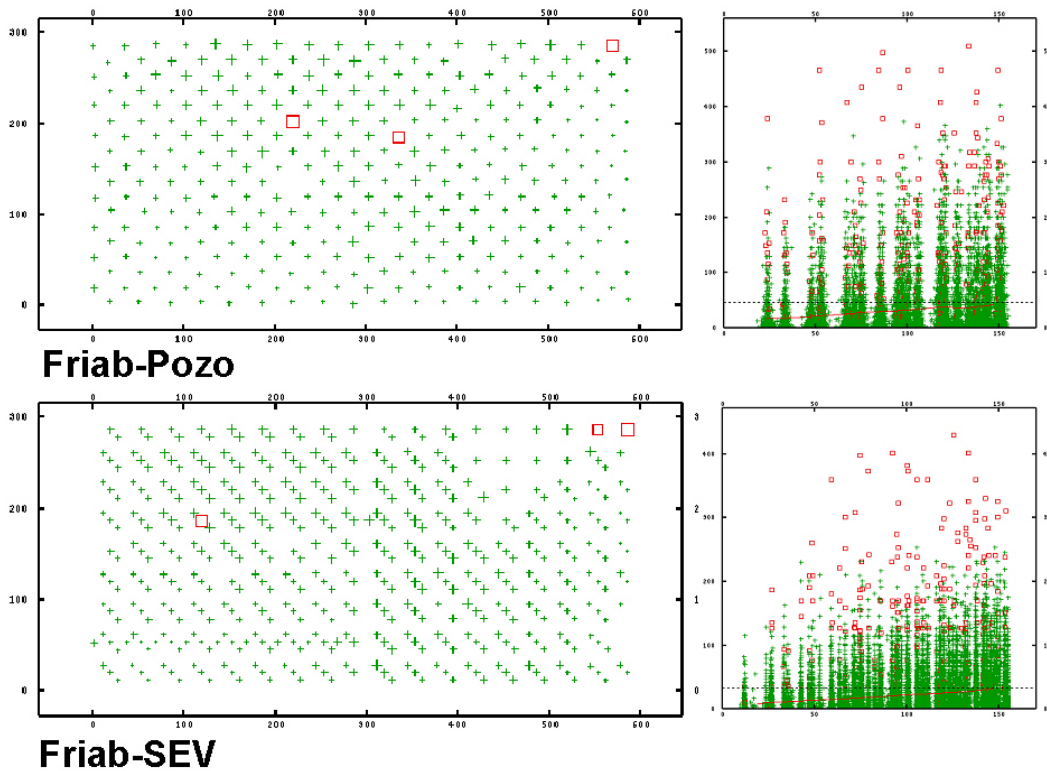
Fig.3 Q-Q Plot de la potencia de friable por datos de pozos y geofísica



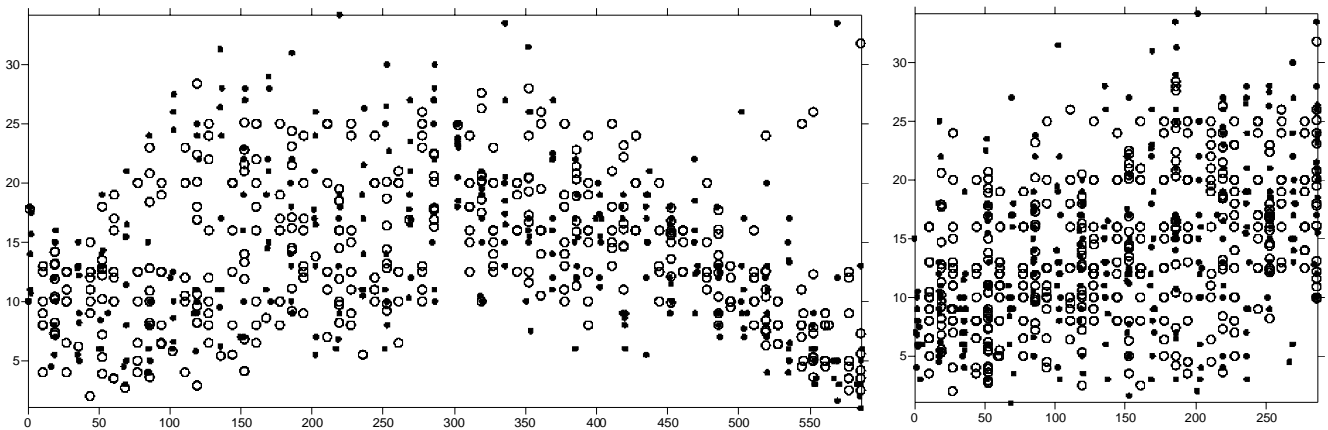


**Fig. 4** Plano del campo magnético total con la ubicación de los outliers del espesor de friable

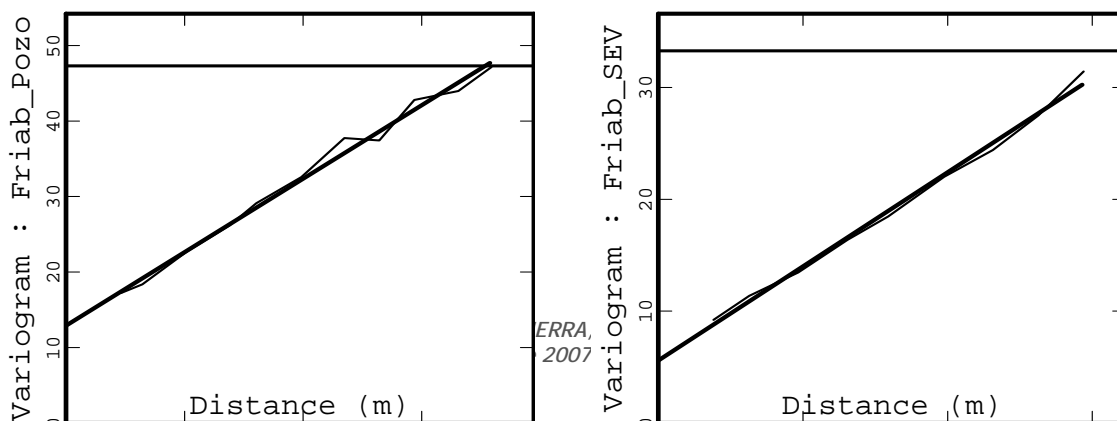
## Variogram Cloud



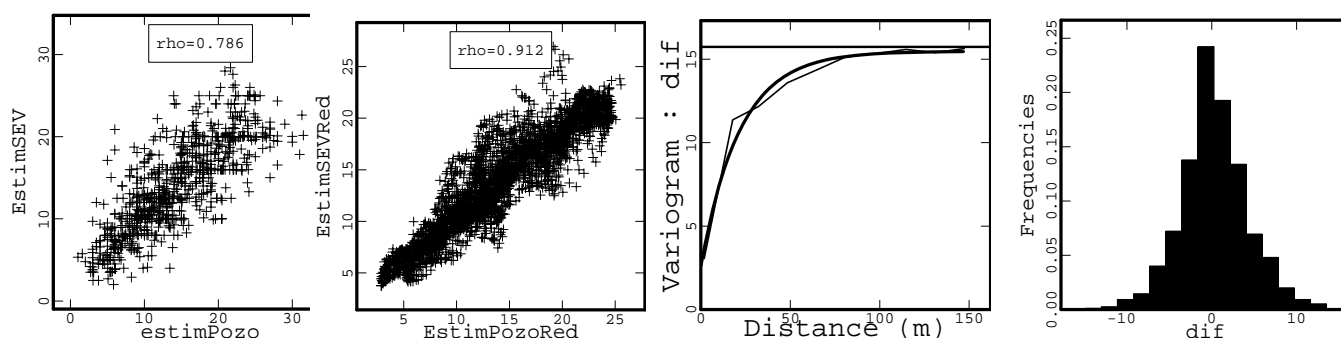
**Fig 5** Variogram Cloud del espesor del friable



**Fig.6** Estudio de la tendencia con X (izquierda) y con Y (derecha). Los cuadros rellenos representan los datos del friable por pozos y los vacíos por SEV

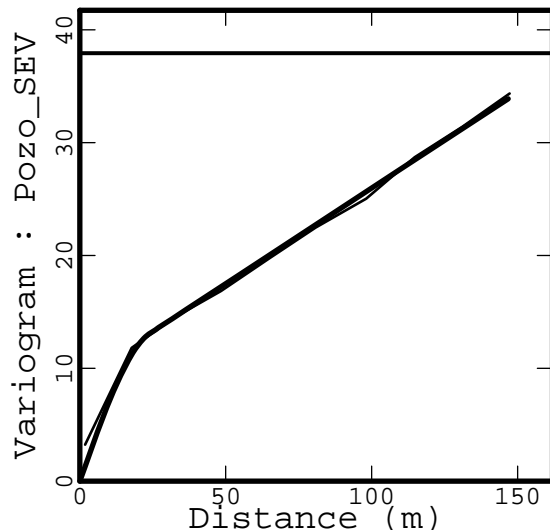


**Fig. 7.** Variogramas experimentales omnidireccionales (línea discontinua) y sus respectivos modelos (línea continua) de las variables del espesor de friable, por pozos y por SEV utilizadas para O.K.



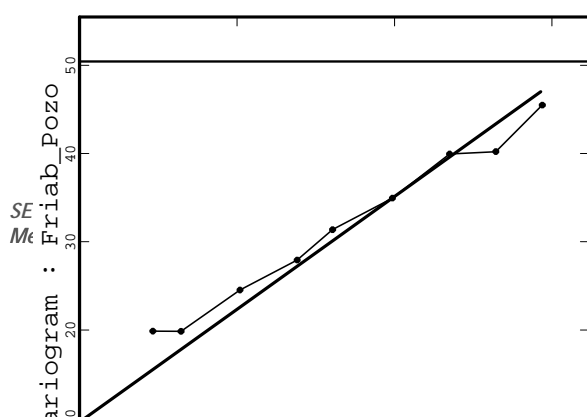
	Count	Minimum	Maximum	Mean	Variance
dif	747	-14.8859	13.4943	0.2782	15.7375
Dif_Red	2592	-8.1230	7.9537	0.2461	5.3333

**Fig.8** Análisis Exploratorio de los Datos (AED) para la diferencia de estimación con O.K. del friable por pozos y por SEV



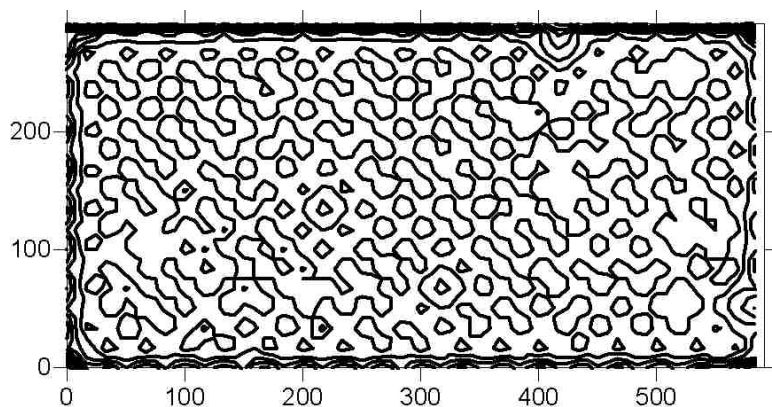
- Variable 1 : Pozo\_SEV  
Number of basic structures = 2  
S1 : Spherical - Range = 24.00m  
Sill = 9.03573  
S2 : Power - Scale = 24.00m - Exp. = 1.00  
Sill = 4.06561

**Fig 9** Variograma experimental (línea discontinua) y su modelo (línea continua) de la variable del espesor de friable con datos mezclados de los dos métodos.

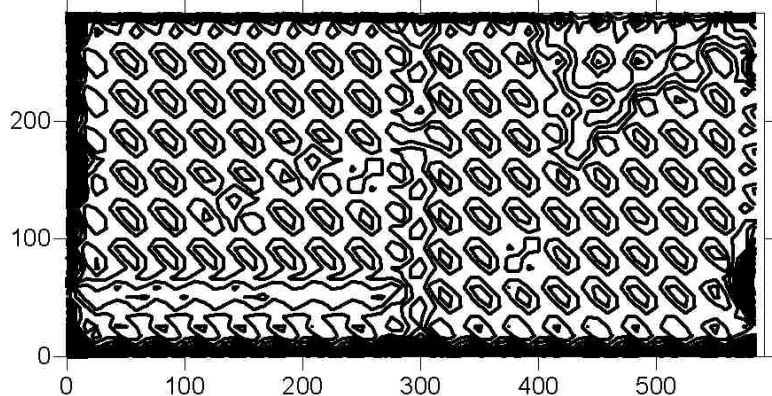


Model : 2 basic structure(s)  
S1 - Nugget effect  
Coregionalization matrix  
1.927 -0.9547  
-0.9547 9.558  
S2 - Power - Scale = 65.29m - Exp. = 1.00  
Coregionalization matrix  
11.4 10.56  
10.56 16.7

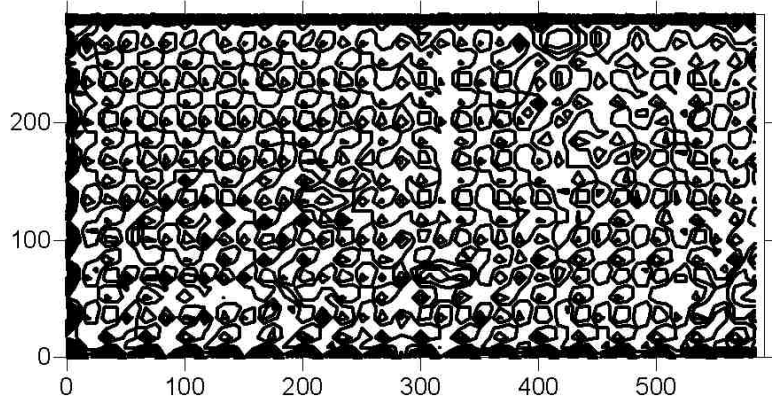
**Fig.10** Modelo de variograma para la Corregionalización lineal.



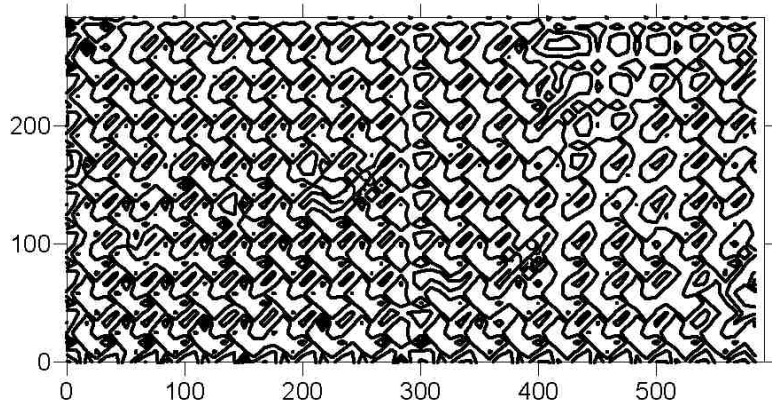
OK con datos de Pozos



OK con datos de SEV



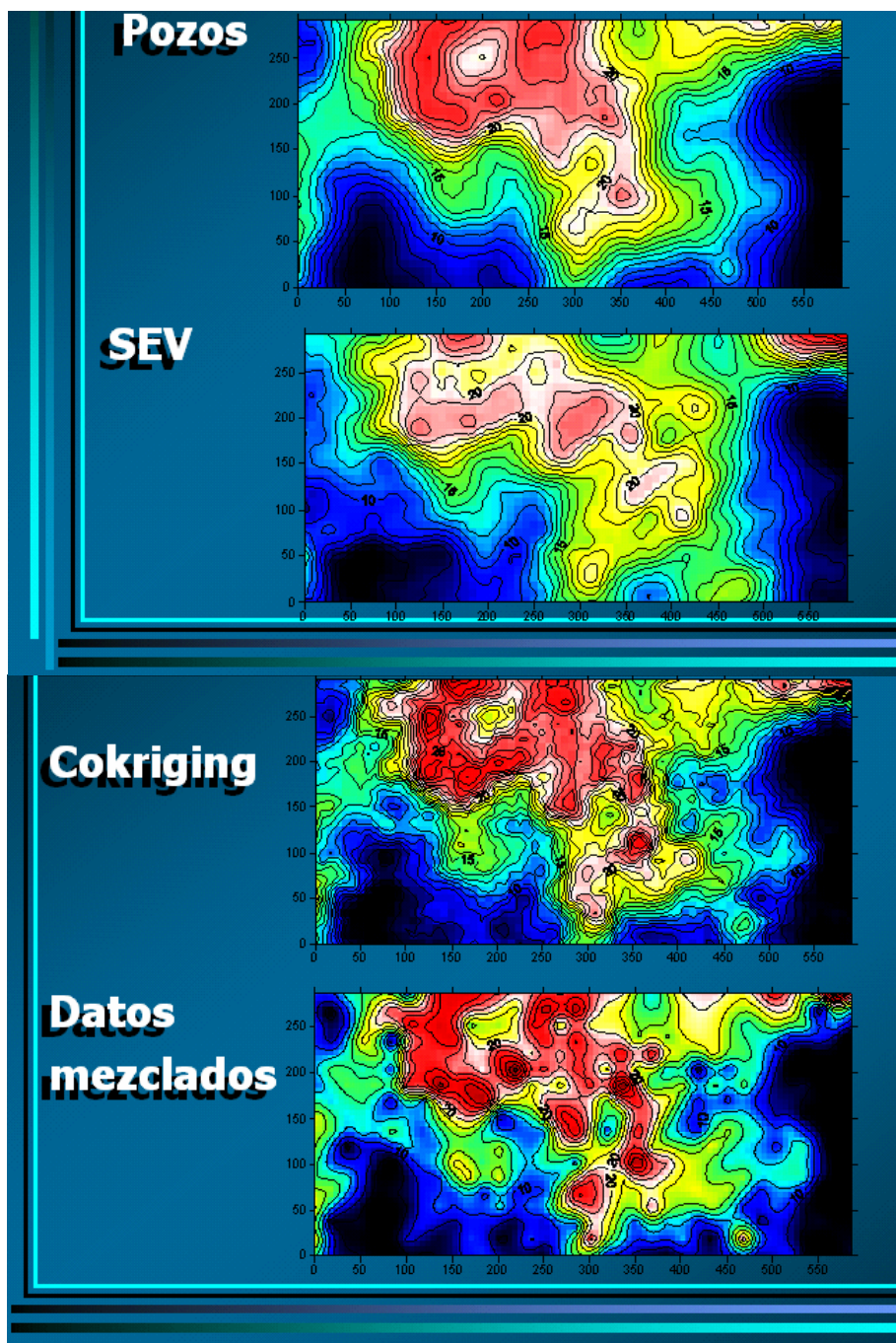
Cokriging con datos de Pozos+SEV



OK con datos de Pozo+SEV

**Fig. 11** Izolneas de la desviación estándar Kriging

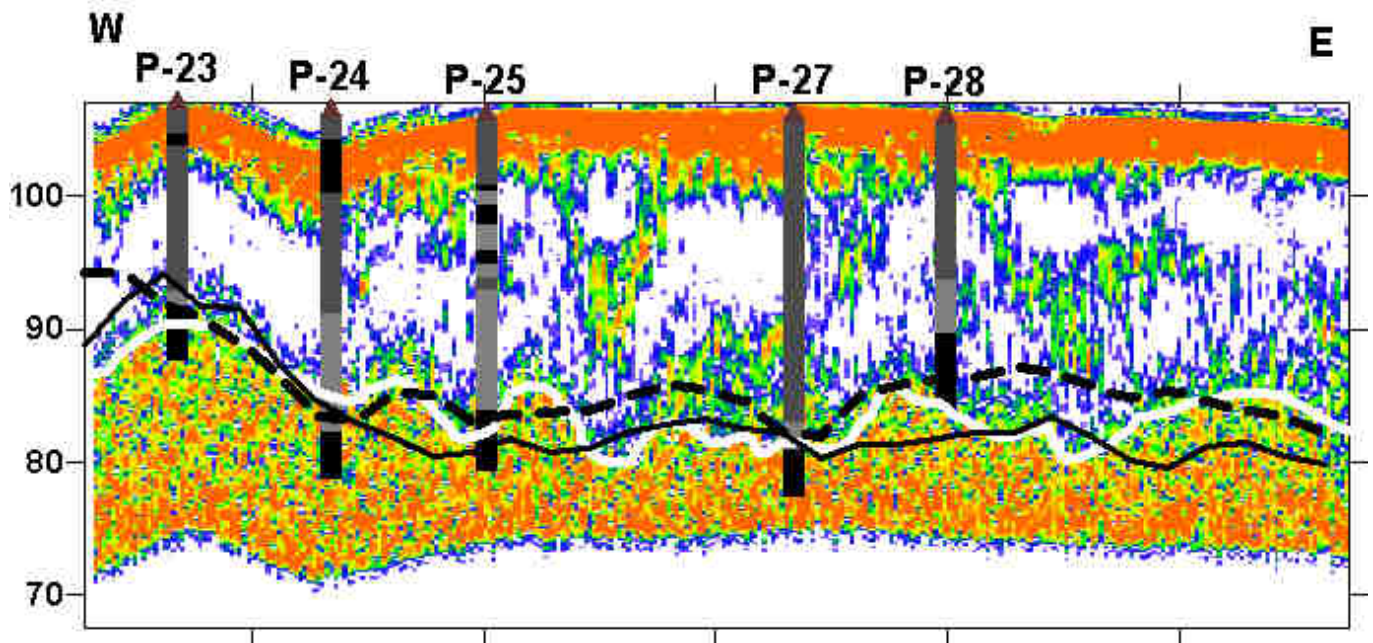




**Fig. 12.** Imágenes e izolneas del espesor del friables obtenidas con diferentes métodos. En orden: K.O. con datos de pozos, K.O. con datos de SEV, Cokriging, K.O. con datos mezclados



## Radargrama de Amplitud por la Linea-219716 en Y=216



**Fig. 13.** Radargrama por el perfil Y=216, con la proyección del límite del basamento por tres metodos: la línea continua clara por Georadar, la línea continua negra por Cokriging y la línea discontinua por Krige Ordinario de los datos mezclados.

**Tabla I.** Resumen del análisis estadístico básico del espesor del friable medido por los dos métodos: geofísico (Friab-Pozo) y de pozos de perforación (Friab-SEV)

<b>Estadígrafos</b>	<b>Friab-Pozo (m)</b>	<b>Friab-SEV (m)</b>
<b>Tamaño de la muestra</b>	320	432
<b>Distancia Máxima (m)</b>	652.94	645.94
<b>Valor Medio</b>	14.28	14.00
<b>Varianza</b>	50.59	34.80
<b>Desviación Estándar</b>	7.11	5.90
<b>Mínimo</b>	1.00	2.00
<b>1<sup>er</sup> Cuartil (0.25)</b>	9.00	10.00
<b>Mediana (0.50)</b>	13.00	13.00
<b>3<sup>er</sup> Cuartil (0.75)</b>	19.00	18.50
<b>Máximo</b>	34.20	31.80
<b>Intervalo de Variación</b>	33.0	29.00
<b>Coeficiente de Variación</b>	0.50	0.42
<b>Asimetría</b>	0.47	0.25
<b>Curtosis</b>	-0.38	-0.59

**Tabla II.** Estudio estadístico básico de las variables estimadas en localizaciones y malla

	No. records	Minimo	Maximo	Media	Varianza	Coeficiente de Variación	Cross-validación	
							Media del error	VarianzaError Estandard
<b>Friable por pozos</b>	320	1.00	34.2	14.27	50.43	0.50		
<b>O.K. Friable por pozos</b>	747	1.00	34.2	14.29	40.45	0.44	0.137	0.770
<b>O.K. Friable por pozos en Malla</b>	2592	2.83	25.54	14.34	31.31	0.39		
<b>Friable por SEV</b>	432	2.00	31.80	14.00	34.71	0.42		
<b>O.K. Friable por SEV</b>	747	2.00	31.80	14.01	30.29	0.39	0.056	0.938
<b>O.K. Friable por SEV en Malla</b>	2592	3.74	26.94	14.09	23.83	0.34		
<b>Friable por Cokrige</b>	2592	1.62	28.71	14.34	36.43	0.42	0.037	1.393
<b>O.K. del friable de los datos unidos</b>	747	1.00	34.20	14.12	41.33	0.45		
<b>O.K. de los datos unidos, en malla</b>	2592	1.00	32.46	14.21	34.59	0.42	0.019	1.039
<b>Diferencia entre Pozo y SEV(dif)</b>	747	-14.88	13.49	0.27	15.73	14.68		
<b>Diferencia entre Pozo y SEV en Malla</b>	2592	-8.12	7.95	0.24	5.33	9.61		

## ESTUDIO MINERALÓGICO DEL YACIMIENTO CAMARIOCA NORTE

**Milda Rosa Pérez<sup>1</sup>, Amarilis Núñez Silva<sup>1</sup>, Lilietta Cardoso<sup>1</sup>**

<sup>(1)</sup> Empresa Geominera de Oriente, Carretera de Siboney Km. 2<sup>1</sup>/<sub>2</sub> Alturas de San Juan. Santiago de Cuba.  
E-mail: <sup>(1)</sup>: [mrperez@geominera.co.cu](mailto:mrperez@geominera.co.cu)

### RESUMEN

El presente trabajo recoge los resultados del estudio de la Composición Sustancial del Yacimiento Camarioca Norte con el objetivo de determinar las características físicas, químicas y mineralógicas de los horizontes litológicos y menas que lo componen, así como su predominio, esto permitirá conocer y fundamentar la incidencia de los diferentes minerales y clases granulométricas durante el proceso industrial.

Con este fin se llevó a cabo el siguiente complejo de métodos:

- Perforación Hollow Auger en corteza y Holow Auger – Columna hasta 2 m de basamento y pozos de laboreo minero.
- Documentación macroscópica durante la perforación.
- Toma de muestra mineralógica por horizontes litológicos.
- Análisis granulométrico vía húmeda usando los tamices 0.80; 0.30; 0.15; 0.074 y 0.044 mm.
- Separación de clases granulométricas por sus propiedades magnéticas.
- Análisis químico completo, Sílice Libre, Amorfos.
- Análisis mineralógico óptico.
- Difracción de RX.
- Recálculo químico mineralógico por muestra y por clases granulométricas.

Mediante la utilización de técnicas como la difracción de Rayos X, el análisis mineralógico óptico y recálculo químico mineralógico, se determinó la fase mineralógica principal portadora de Ni, se confirmó la existencia de otras fuentes de aporte de este elemento útil, el mineral principal portador de Co, se pudo conocer la mena y clase granulométrica predominante en el Yacimiento, los sectores de mayor concentración de Fe, Ni, Co, Al, Mg y Si, así como la presencia de minerales arcillosos específicos en los sectores considerados con sedimentación mala, regular y buena.

### ABSTRACT

The present work picks up the results of the study of the Substantial Composition of the Camarioca Norte ore deposit with the objective of determining the physical, chemical and mineralogical characteristics of the lithologic horizons and ores that compose it, as well as its prevalence. This will allow to know and to base the incidence of the different minerals and grain classes during the industrial process.

With this purpose it was carried out the following complex of methods:

- Perforation Hollow Auger in friable crust and Holow Auger–Diamond until 2 m of basement and mining pits.
- Macroscopic Documentation during the perforation.
- Taking of mineralogic sample by lithologic horizons.
- Grain analysis via humid using the sieves 0.80; 0.30; 0.15; 0.074 and 0.044 mm.
- Separation of grain classes for their magnetic properties.
- Complete chemical analysis, free silica and amorphous components.
- Optic mineralogic analysis.
- RX diffraction.
- Chemical and mineralogic recalculation for sample and for grain classes.

By means of the use of techniques as XR diffraction, the optic mineralogic analysis and chemical- mineralogic recalculation was determined the main Ni-bearing mineralogic phase and was confirmed the existence of other sources of contribution of this useful element, the main Co-bearing mineral, the ore and predominant grain class in the location, the sectors of more concentration of Fe, Ni, Co, Al, Mg and Si as well as the presence of specific loamy minerals in the sectors considered with bad, middle and good settling.

## INTRODUCCIÓN

Para cumplir con el objetivo propuesto se perforaron 31 pozos mineralógicos por el método Hollow Auger con diámetro de 89 mm, colectándose un total de 191 muestras y 19 en pozos de laboreo minero, las cuales están distribuidas en 4 sectores (CN I, CN II Cuerpos N y S1, CN III y CN IV) en todo el perfil y fueron sometidas a un complejo de métodos, de los cuales, los utilizados para la identificación y descripción de los minerales fue la difracción de Rayos X, análisis mineralógico óptico y recálculo químico mineralógico. Como resultado de la investigación se confirmó el predominio en la mena LB de la Goethita como fase mineralógica principal portadora de Ni (aunque existen otras fuentes de aporte tales como Asbolana, Trevorita, Willemseíta y cloritas), la presencia de Asbolana (que puede considerarse el mineral principal portador de Co) y la Litioforita, la cual se reporta fundamentalmente en los sectores CNI y III considerados el de peor y media sedimentación respectivamente, además se determinó que las mayores concentraciones de Ni se presentan en los sectores CNII (S y N) y CNIII, de Co en el sector CNI y de Al en El Sector CNII (N y S). El sector CNIV es el que presenta los valores más bajos de Fe, Ni y Co, y más elevados de Mg y Si.

## MATERIALES Y METODOS

Para el estudio de las características del Yacimiento se llevó a cabo el siguiente complejo de métodos:

- Perforación Hollow Auger en corteza y Holow Auger – columna hasta 2 m de basamento.
- Documentación macroscópica durante la perforación.
- Toma de muestra mineralógica.
- Análisis granulométrico por vía húmeda usando los tamices 0.80; 0.30; 0.15; 0.074 y 0.044 mm.
- Separación de las clases granulométricas por sus propiedades magnéticas mediante la utilización del imán de mano.
- Análisis químico con las siguientes determinaciones:  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{MgO}$ ,  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ ,  $\text{MnO}$ ,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{NiO}$ ,  $\text{CoO}$ ,  $\text{CaO}$ ,  $\text{FeO}$ ,  $\text{FeO}_{\text{Cr}}$ , PPI, Si Libre, Amorfos de Fe, Ni, Co,  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$  y  $\text{MgO}$ .
- Análisis mineralógico óptico.
- Análisis de RX.
- Recálculo químico mineralógico de la muestra global.
- Recálculo químico mineralógico por clases granulométricas.

## RESULTADOS Y DISCUSIÓN

En las áreas estudiadas, las rocas que componen el basamento son mayoritariamente ultramáficas (harzburgitas y sus serpentinitas y en menor proporción dunitas y sus serpentinitas), rocas de alteración y plagioclasitas, éstas son por lo general de color verde y gris con tonalidades que van desde claro a oscuro y a veces rojizo, estructura masiva, constituidas mineralógicamente por ortopiroxenos en su mayoría serpentinizados, Olivino (relictico o serpentinado), minerales del grupo de la Serpentina (fundamentalmente Lizardita, Crisotilo y Antigorita), contienen además óxidos e hidróxidos de Hierro, cromoespinelas y Magnetita.

En la corteza de este Yacimiento se encontró una intercalación (posible pequeño dique) de roca gabroidea muy intemperizada, en el Cuerpo 2 del sector IV en el cual los valores de susceptibilidad magnética son mínimos. Por lo general este tipo de corteza se presenta como un material de coloración abigarrado (rojo violáceo, blanco, amarillento, etc), deleznable, con presencia de óxidos e hidróxidos de Hierro y Manganeseo.

Los minerales principales detectados en este Yacimiento son:

Minerales	Fórmula Química
Minerales de Serpentina	$Mg_3Si_2O_5(OH)_4$ , $(Mg,Fe^{++})_3Si_2O_5(OH)_4$
Montmorillonita	$(Na,Ca)_0,3(Al,Mg)_2Si_4O_{10}(OH)_2 \cdot n(H_2O)$
Caolinita	$KAl(SO_4)_2 \cdot 11(H_2O)$
Nontronita	$Na_{0.3}Fe^{+++}_2(Si,Al)_4O_{10}(OH)_2 \cdot n(H_2O)$
Gibbsita	$Al(OH)_3$
Goethita	$Fe^{+++}O(OH)$
Magnetita	$Fe^{++}Fe^{+++}_2O_4$
Asbolana	$(Co,Ni)_{1-y}(Mn^{++++}O_2)_{2-x}(OH)_{2-2y+2x} \cdot n(H_2O)$
Litioforia	$Al,Li)Mn^{++++}O_2(OH)_2$
Espinela Cromífera	$(Fe^{++},Mg)(Cr,Fe^{+++})_2O_4$
Hematita	$Fe_2O_3$
Maghemita	$Fe_2O_3$
Trevorita	$NiFe^{+++}_2O_4$
Wellemseita	$(Ni,Mg)_3Si_4O_{10}(OH)_2$
Clorita	$(Mg_6Si_4O_{10}(OH)_8)$
Enstatita	$Mg_2Si_2O_6$

Clasificación y características de los diferentes horizontes litológicos.

- Serpentinita lixiviada desintegrada (RML): Este horizonte está poco representado en el Yacimiento (se muestreó en los sectores CN II S 1, CN I, CN III, CN IV), son rocas de color verde amarillento a verde aceituna en las cuales se observa la estructura de la roca madre, pero se desintegran con facilidad (en ocasiones presenta fragmentos que conservan su dureza) y se localizan entre 1.50 y 27.0 m.
- Ocre estructural inicial (OEI): Son de color pardo amarillento con tonalidades verdosas, se observan relictos de la estructura de la roca madre, en ocasiones presentan intercalaciones de Serpentinita desintegrada y fragmentos de Serpentinita dura. Existe mineralización de Cromoespinela, minerales de Manganeseo y minerales arcillosos. Se localizan entre 0.80 y 22.5 m.
- Ocre estructural final (OEF): Por lo general son de color pardo amarillento, aunque en ocasiones es pardo oscuro (rojizo), semicompacto, en ellos se observa de forma muy discreta la estructura relíctica de la roca madre, finas vetillas de minerales de Manganeseo, óxidos e hidróxidos de Hierro y mineralización de Cromoespinela. Se localizan entre 0.50 y 16.7 m.
- Ocre inestructural sin concreciones de hierro (OI): Su color es pardo semiamarillento, por lo general semicompacto, su masa presenta mineralización de Cromoespinela. Se localizan entre 0.0 y 4.0 m.



- Ocre inestructural con concreciones de hierro (OICP): Su color es pardo oscuro (rojizo), deleznable, los perdigones oscilan mayormente entre el 15 y 20 % como promedio, con diámetro entre 1.0 y 7.0 mm, en ocasiones contienen fragmentos de coraza de hierro, presentan mineralización de Cromoespinela. Se localizan entre 0.0 y 5.0 m. Características de la mena laterítica de Balance (LB) en el Yacimiento Camarioca Norte.

Las condiciones de cálculo industrial para la clasificación de las menas del Yacimiento se establecieron para  $\text{Ni} \geq 1.0 \%$  y  $\text{Fe} \geq 35 \%$ . El aumento o disminución de la cantidad y tipo de mena en cada zona litológica está determinado por la variación del Níquel desde 1.0 hasta 0.7 %.

La mena LB es mayoritaria en el Yacimiento, se localizan en toda la zona de los ocre con una profundidad aproximada desde 0.0 hasta 16.7 m, su concentración es predominante en la zona de los Ocre Estructurales Finales y los Ocre Inestructurales sin Concreciones de Hierro. En la parte superior del corte tienen una coloración pardo oscuro (rojizo), contienen concreciones de hierro entre un 5 y un 20 % aproximadamente y son deleznales, al avanzar en profundidad la coloración se hace más amarillenta, desaparecen las concreciones de hierro, algunas tienen aspecto pastoso, se presentan con mineralización de Cromoespinela, minerales de Manganeso, Magnetita y muy escasamente Cuarzo.

En estas menas existe predominio de las partículas finas ( $\leq 0.044 \text{ mm}$ ) con valores que van desde 72.2 hasta 83.9 %, en los OICP se observa un ligero incremento en la clase  $\geq 0.80 \text{ mm}$  debido a las concreciones de hierro y pequeños fragmentos de Serpentinita que se encuentran en la masa mineral.

En todas las clases granulométricas son más electromagnéticas, siendo los OI los que acumulan la mayor cantidad de estos minerales con (80.7 %) en la clase  $\geq 0.30 \text{ mm}$ , están compuestas en más del 60 % por  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  y en correspondencia la fase mineralógica fundamental es la goethítica, acompañada de una fase de Gibbsita, el Óxido de Aluminio alcanza valor medio entre 9 y 10 %. En su composición mineralógica están presente además la Maghemita, espinelas de Hierro, Cromo, Magnesio y Aluminio, Litioforita, Asbolana, Trevorita y Willemseíta.

## CONCLUSIONES

1. Es la mena LB la que predomina en el Yacimiento, tiene su mayor concentración en la clase granulométrica  $\leq 0.044 \text{ mm}$ , los minerales que la componen son fundamentalmente electromagnéticos, son las portadoras de los mayores contenidos de Níquel y Cobalto, y se localizan fundamentalmente en la zona de los OEF.
2. El tamaño de los granos puede verse como un controlador de la mineralización, en las clases intermedias (0.30-0.074 mm) es donde existen los mayores contenidos de Co, Cr y Mn, mientras que la más fina ( $\leq 0.044 \text{ mm}$ ), que es la que predomina en el Yacimiento y que tiene como fase mineralógica principal la Goethita, es la que presenta las mayores concentraciones de Fe y Ni.
3. En los pozos donde el contenido de Ni es menor de 0.7 % (estériles), el Co, en los OEF presenta concentraciones mayores que 0.100 %.

4. Es en los horizontes superiores de la corteza (OICC, OISC y OEF) donde se presentan los valores más elevados de  $Al_2O_3$ , estando estos relacionados fundamentalmente con la Gibbsita y en menor proporción con los Minerales Arcillosos y las espinelas.
5. El contenido de sílice presente en las muestras es bajo, en su mayoría constitucional, asociado a los minerales de Serpentina y del tipo arcilloso, su concentración es mayor hacia los horizontes inferiores al igual que el Magnesio.
6. En todos los sectores estudiados es la Goethita la fase mineralógica principal portadora de Ni, aunque existen otras fuentes de aporte de este elemento tales como Asbolana, Trevorita, Willemseíta y cloritas. Estas se acompañan de una fase importante de Gibbsita.
7. En todos los sectores estudiados se reporta la presencia de Asbolana, la cual puede considerarse el mineral principal portador de Co en el Yacimiento, éste es el elemento que presenta los mayores contenidos de componentes amorfos y por lo general es mayor su concentración en los OEF.
8. En los sectores CNI y III considerados el de peor y media sedimentación respectivamente, se reporta la presencia de minerales arcillosos del grupo de la Montmorrillonita y la Lioforita.
9. En el sector CNII considerado el de mejor sedimentación se reportan minerales del grupo de la Caolinita y no se reporta la Lioforita.
10. Las mayores concentraciones de **Ni** se presentan en los sectores CNII (S y N) y CNIII, de **Co** en el sector CNI y de **Al** en el Sector CNII (N y S). El sector CNIV es el que presenta los valores más bajos de Fe, Ni y Co, y más elevados de Mg y Si.

## BIBLIOGRAFÍA

- Almaguer A. (1993). Estudio de la distribución del Hierro, Níquel y Cobalto en los tamaños de los granos que componen el perfil de las cortezas de intemperismo de las rocas ultramáficas hasta su desarrollo laterítico y su relación con la mineralogía. Publicación Minería y Geología. Vol. 2.
- Almaguer A. (1995). Cortezas de intemperismo. Algunas características de sus partículas finas. Publicación Minería y Geología. Vol. 12. No. 1/95.
- A. Crespo, R. Lunar (1997). Yacimientos de Manganese cobaltífero del campo de Calatrava (Ciudad Real). Geological Society Special Publication, 119,253,264.
- Bugelsky Y.Y, Finko V.I., Samotoin N.D., et al. (1989). Minerales arcillosos de las Cortezas de Intemperismo tropicales: Mecanismo de cristalización y génesis. XXVIII sesión del Congreso Geológico Mundial de Washington.
- Ivanov V. Et al. (1985). Informe de la Exploración Detallada del Yacimiento de menas niquelíferas Las Camariocas realizada durante los años 1976 – 1978 con cálculo de reserva actualizado hasta el 1ro de enero de 1984.
- Lavaut W. (1998). Tendencias geológicas del intemperismo de las rocas ultramáficas en Cuba Oriental. Publicación Minería y Geología. Vol. 1.
- Pérez R, Ortiz M., et al. (1993). Informe de la E.O de Yacimiento Las Camariocas sectores Camarioca Este (IV), Camarioca Norte (V) y Camarioca Sur (VI) para la evaluación de las menas lateríticas ferroniquelíferas cobaltíferas ejecutadas entre los años 1986 – 1990 con cálculo de reserva en el año 1994.

- Rojas A. (2001). Evidencias a favor de que la Goethita es la principal portadora de Níquel en los horizontes lateríticos de las cortezas ferro niquelíferas. Publicación Minería y Geología. Vol. XVIII, Nos. 3-4, pp. 21-31.
- Sobol S. I. (1968). Composición mineralógica de lateritas de Moa y su influencia sobre los procesos de lixiviación por ácido sulfúrico en autoclaves. Revisata Tecnológica Vol. 1.

## “EVALUACIÓN DEL ESQUEMA INFORMATIVO MINERO Y SU INCIDENCIA EN LOS RESULTADOS LA CALIDAD DE LAS OPERACIONES MINERAS”

Lázaro F. Fernández Martínez <sup>(1)</sup>, Miguel M. León Mariño <sup>(1)</sup>, Caridad Reynosa Hernández<sup>(1)</sup>.

(1) Empresa “Cdte. Ernesto Che Guevara” Carretera Moa-Baracoa Km. 5. Moa Holguín  
[lfernandez@ecg.moa.minbas](mailto:lfernandez@ecg.moa.minbas),

### RESUMEN

El proceso del conocimiento de la material prima mineral, es un trabajo arduo y difícil, no solamente por el carácter discreto de las observaciones, sino por el alto número de factores y variables que requieren ser adecuadamente desarrollados para la obtención de los modelos finales que caracterizan entre otros, la forma, cantidad y el valor del objeto estudiado.

El trabajo surge de la necesidad de caracterizar las fuentes de perturbaciones que impide obtener modelos de reservas altamente eficientes, que aseguren producciones altas y estables en las plantas de procesamiento industrial, así como la necesaria objetividad de las informaciones sobre el comportamiento de los indicadores mineros.

Para los yacimientos lateríticos de Níquel y cobalto cubanos, efectos relacionados con una insuficiente recuperación de las reservas durante la minería y no esperado comportamiento del mineral en el proceso, se vinculan con modelos pobremente fundamentados, lo cual provoca lagunas informativas y el consiguiente riesgo de presentarse eventos negativos.

Como metodología se hace una caracterización de las fuentes de errores de diferentes modelos y su incidencia en la cadena productiva. Se describen las necesarias etapas del proceso de conocimiento del cuerpo mineral y se define el campo de existencia de la No Confirmación y de la Baja Eficiencia Operacional.

Con este trabajo se mejora el conocimiento de la interrelación Yacimiento-Mina-Planta, como vía para potenciar una mayor eficiencia minero e industrial.

Se plantean recomendaciones para el perfeccionamiento de los diferentes modelos, la organización de las tareas y el control de su comportamiento.

### ABSTRACT

The process of the knowledge of the industrial ores, is an arduous and difficult work, not only for the discreet character of the observations, but for the high number of factors and variables that need to be considered, for the obtaining of the models that characterize the form, quantity and the value of the studied object.

The work attends to the need to characterize and correct the disturbances that impede the obtaining of highly efficient reserves models, which allow high and stable productions during the industrial processing, together with the necessary objectivity of the information on the behavior of the mining indicators.

For the Cuban lateritic deposits of Nickel and cobalt, effects related to an insufficient recovery of the reserves during the mining works and the not suitable behavior of the mineral in the process, are linked with weakly based models; which provoke increases in risk of occurrence of negative events.

The principal aspects of the methodology consider: The characterization of the sources of mistakes of different models and his effect in the productive chain, there are described the necessary stages of the process of knowledge of the mineral body and the existence field of Not Confirmation and of the Low Operational Efficiency

With this work there is improved the knowledge of the interrelationship Ore deposit-Mine-Plant, as way to promote a best mining and plant efficiency.

Recommendations appear for the development of the different models, the organization of the tasks and the control of his behavior.

## INTRODUCCION

Durante la explotación de los yacimientos lateríticos cubanos, con frecuencia se han presentado desajustes de la planificación, que se manifiestan como desviaciones de los volúmenes y/o factores de la calidad del mineral esperados, produciéndose una falla en las condiciones de proporcionalidad de la mezcla de los minerales de los diferentes frentes. Esto se refleja en los indicadores mineros planificados, con su efecto consiguiente en la eficiencia industrial. En el esquema informativo de la actividad minera, las causas de las desviaciones han sido interpretadas como exclusivamente provocadas durante la actividad minera, mostrando los indicadores una recuperación insuficiente de los minerales declarados.

Este esquema no ha permitido hasta la fecha, revelar ni cuantificar de forma efectiva, desviaciones causadas por errores en alguno de los parámetros que conforman las reservas de mineral, imposibilitando tomar las medidas adecuadas para su solución.

En medio de estos escenarios, las empresas minero industriales se esfuerzan por incrementar en breve plazo sus ganancias ya sea por una mayor recuperación de la materia prima mineral y/o por un proceso industrial mas eficiente.

## MATERIALES Y MÉTODOS

Para la realización del trabajo se evaluaron detalladamente los datos de tres años consecutivos de las operaciones mineras en el yacimiento Punta Gorda.

Se abarcaron 669 pozos distribuidos en 31 bloques. Se procesaron los resultados del comportamiento de la minería, incluyendo las mediciones topográficas de las excavaciones, resultados del muestreo de campo y las observaciones directas en el terreno, procesadas e ilustradas con métodos de la matemática estadística.

## OBJETIVOS

### El Objetivo general:

Analizar la efectividad de la estructura informativa del comportamiento de la minería, para revelar los factores vinculados a los resultados no deseados de la gestión minera, diferenciando la Baja Eficiencia Operacional de la No Confirmación de los diferentes modelos de pronóstico geológico

### Objetivo específicos:

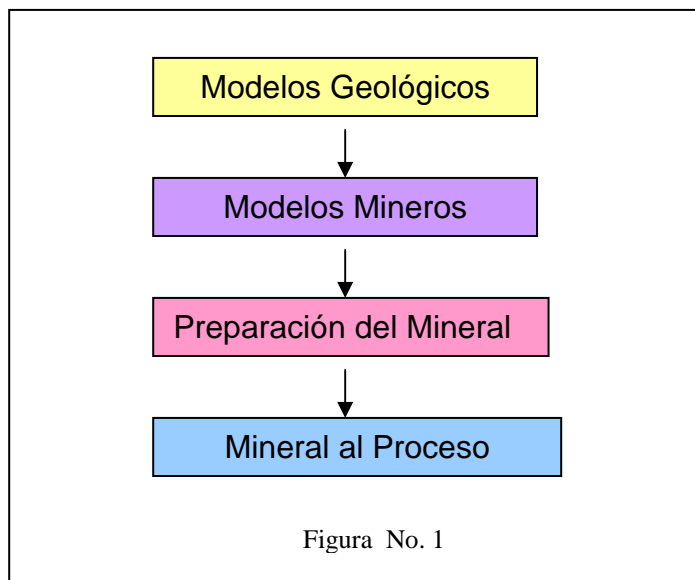
1. Caracterizar y cuantificar, las causas que afectan la recuperación máxima de las reservas de mineral con vistas a proyectar las soluciones.
2. Caracterizar y cuantificar, los factores Geológicos que afectan el Cálculo de las reservas de mineral con vistas a proyectar la sus correcciones.

## DESARROLLO

El proceso de la elevación conocimiento de la materia prima mineral, que deberá abastecer al proceso industrial, transita necesariamente, por varios estadios a través de los cuales pronostica su comportamiento mediante la modelación de los diferentes parámetros que la caracterizan.

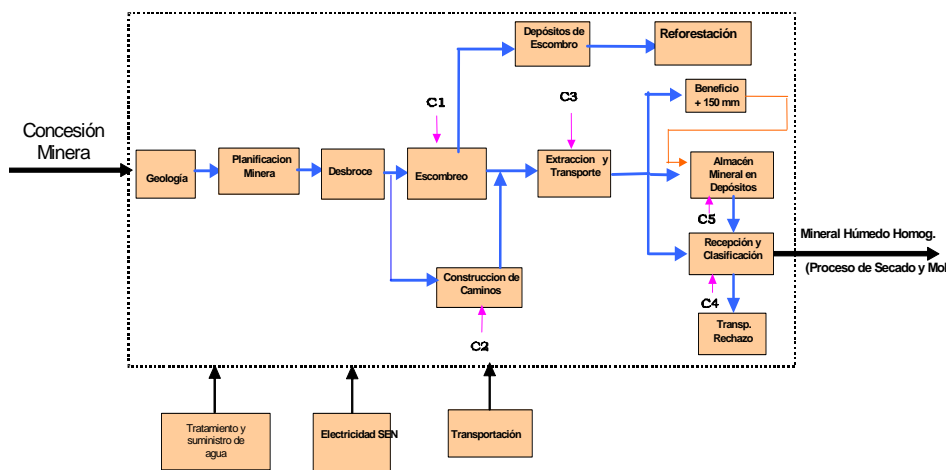
La Figura No. 1 muestra el flujo de la información hasta lograr predecir las características cuantitativas y cualitativas del mineral que será enviado al proceso industrial

Secuencia en la elaboración de los diferentes Modelos. Figura No. 1



Teniendo en cuenta el flujo informativo planteado en la gráfica anterior, **la Etapa de la Modelación Geológica tiene especial importancia, pues los errores que se cometan durante la elaboración de los diferentes modelos primarios, podrán afectar a todas las etapas posteriores**, tales como la Minería, la Preparación del mineral y finalmente el Procesamiento Industrial. Esos errores cuando superan el rango permisible, se interpretan como la **No Confirmación del Modelo**.

La previsión y solución de estas dificultades relacionadas con el Proceso Informativo, está contemplado en el punto **8.5.1 de la Norma ISO 9001/2000**, la cual se aplica en el Sistema de Gestión de la calidad de la Empresa “Cdte. Ernesto Che Guevara”, aspecto que contenido del Mapa de Procesos. Ver Figura No. 2

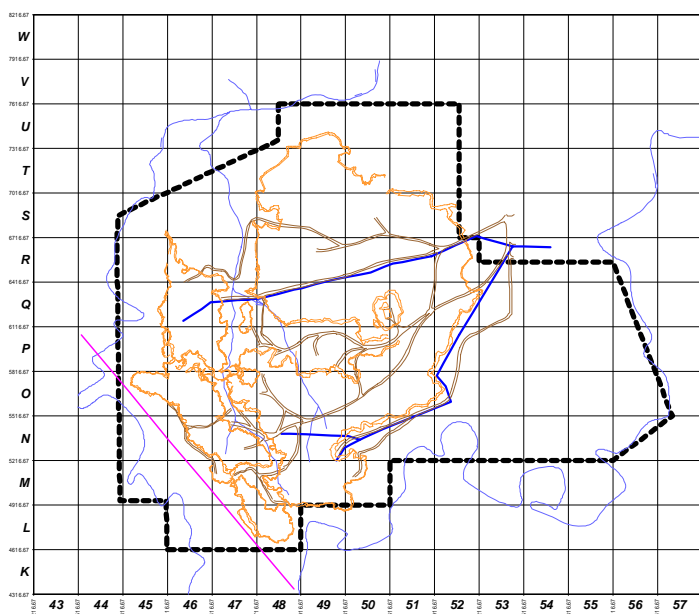




## Mapa de procesos de la Empresa “Cmdte. Ernesto Che Guevara” Figura No. 2

### CARACTERIZACION DEL MINERAL DEL YACIMIENTO PUNTA GORDA EN EL SECTOR ESTUDIADO

El área estudiada abarca 31 bloques del Yacimiento Punta Gorda, el cual es un depósito de menas lateríticas ferro niquelíferas cobaltíferas de corteza de intemperismo concesionado a la Emp. “Cdte. Ernesto Guevara”, se encuentra emplazado en el macizo Moa-Baracoa, al este de la provincia Holguín. Ver Figura No. 3

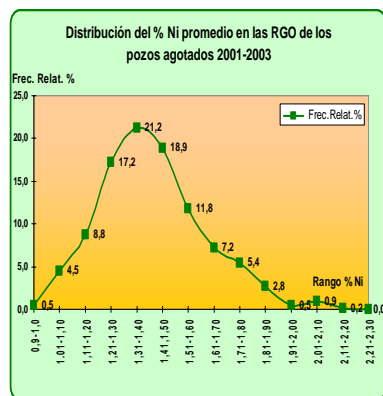


PLANO DEL YACIMIENTO PUNTA GORDA. Figura No.3

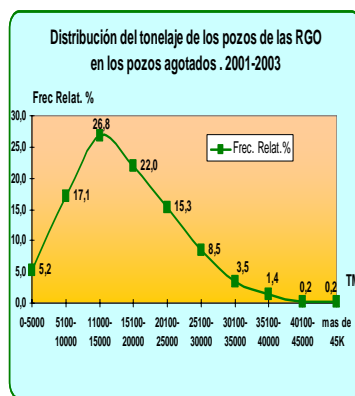
### PRINCIPALES INDICADORES DEL YACIMIENTO PUNTA GORDA. SECTOR ESTUDIADO.

Tabla No. I

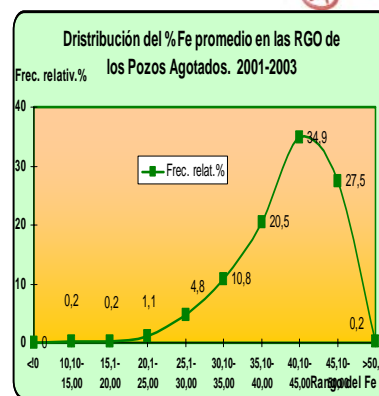
Indicador	Unidad	Media	Desviación Standart	Coeflc. De Variación %
Reservas	MTM	16918	6590	38,95
Níquel	%	1,42	0,22	15,86
Hierro	%	40,61	2,55	6,28
Cobalto	%	0,112	0,019	16,81



**Figura No.4**



**Figura No. 5**



**Figura No. 6**

En la selección de los pozos destinados a la minería del período analizado, parámetros tales como el tonelaje mineral y los contenidos promedio del Níquel y Hierro, tienen una distribución normal unimodal, requisito para aplicar las técnicas estadísticas convencionales para el análisis de su comportamiento. Ver tabla No.1 y Figuras No. 4,5 Y 6

## ETAPAS DEL TRABAJO

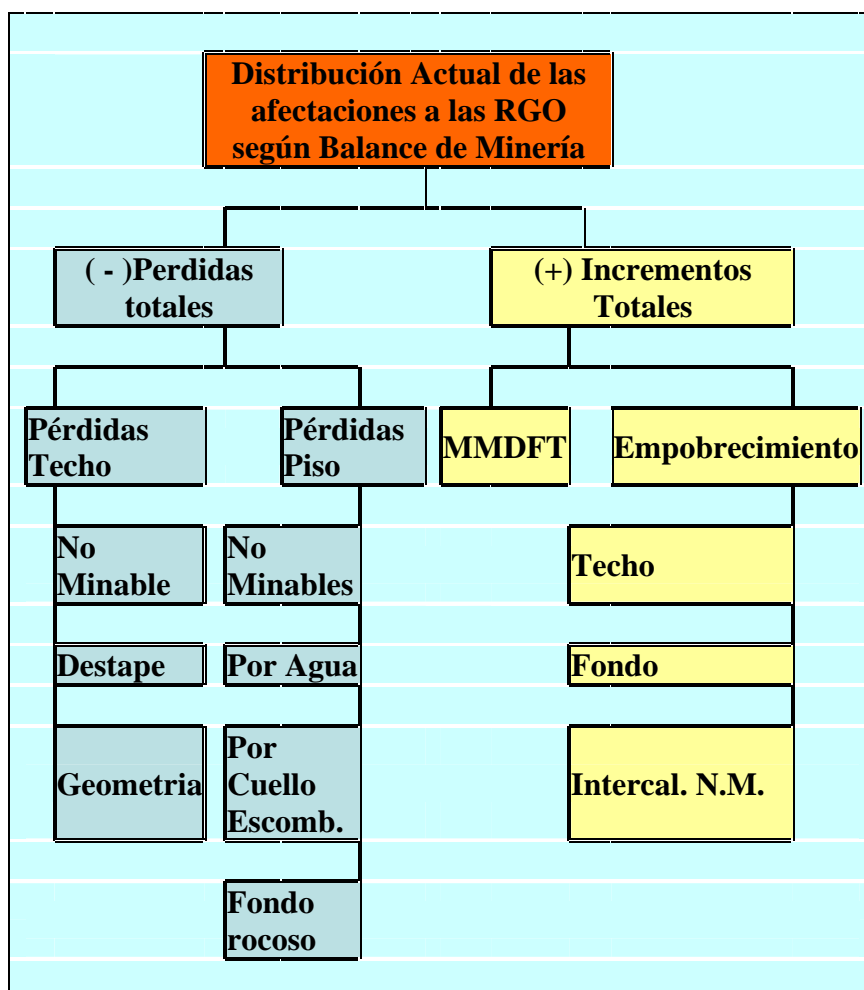
El trabajo ha sido elaborado en tres etapas:

- I. Evaluación de la efectividad del modelo informativo actual.
- II. Reinterpretación de la información y Diseño del nuevo modelo informativo.
- III. Análisis de los resultados del nuevo modelo informativo.

### Etapas 1. EVALUACIÓN DE LA EFECTIVIDAD DEL MODELO ACTUAL

El modelo informativo empleado actualmente mide el comportamiento de la minería, en comparación con los recursos y reservas calculados a partir de las perforaciones realizadas en tres etapas de la exploración Detallada, empleando una red regular de 33.33m de lado con el pozo central.

Con vistas a valorar la efectividad del Modelo Informativo actualmente empleado para reportar acerca del comportamiento de la Minería. Ver Figura No. 7, se analizaron las causas de cada una de las afectaciones, tanto incrementos, como Pérdidas (Decrementos) ocurridos durante el período analizado.



**Figura No. 7**

Un aspecto que resalta, es que este esquema no tiene considerado en su estructura asignar afectaciones por causas de origen geológico, **por lo cual** todas las afectaciones se reflejan como originadas durante el proceso de la Minería.

Se realizó una reclasificación de las afectaciones reflejadas en la tabla, ya que la denominada Pérdidas Piso por Fondo rocoso, realmente está causado por el comportamiento del modelo de la potencia del mineral, lo cual es de índole geológica. La interpretación de la información ofrecida por el modelo actual se observa en la Tabla No. II.

## Distribución de las afectaciones según el esquema actual. Tabla No. II

Pérdidas Totales por minería %	Minería Bajo Fondo Teórico % (Ganancia por minería)	Pérdidas Netas por minería % (Pérdidas + Ganancia)	No Confirmación % (Nivel de error en los modelos geológicos)	Eficiencia Minera % (Recuperación del mineral)
24,95	3,90	21,04	0,00	78,95

En la misma se refleja afectaciones por pérdidas netas por minería de 21,04 %, sin embargo no hay afectaciones de naturaleza geológica. Esto determina el bajo valor de la Eficiencia Minera en el período, solamente un 78,95 %.

## Etap 2 REINTERPRETACIÓN DE LA INFORMACIÓN Y DISEÑO DEL NUEVO ESQUEMA INFORMATIVO

Considerando las deficiencias detectadas en el actual Esquema Informativo, se propone un nuevo diseño que incluya las desviaciones de los Modelos Geológicos empleados en el Cálculo de los recursos y su efecto sobre la minería, Ver Figura No. 8.

El mismo considera los aspectos relacionados con la No Confirmación de los recursos ocasionados por desviaciones superiores a lo permisible en alguno de los modelos geológicos

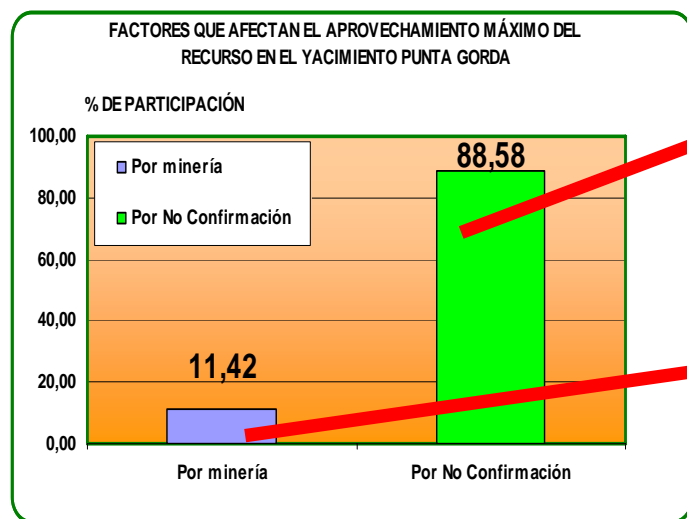


Figura No. 9

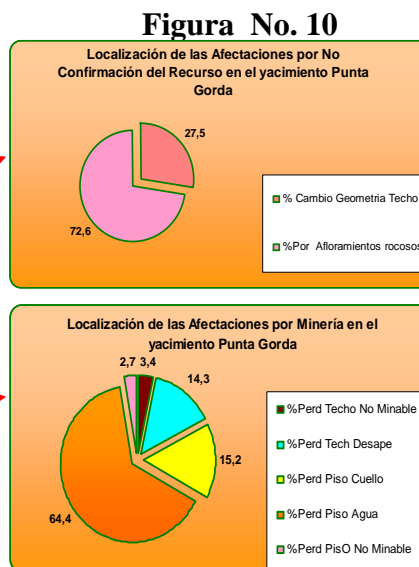


Figura No. 11

La Figura No. 9, muestra la distribución más general de las afectaciones según el esquema propuesto, el cual considera el efecto de los factores geológicos (No Confirmación), separado de los factores mineros.

Las Figuras No. 8 y 9, detallan la estructura interna de las afectaciones a partir del modelo propuesto.

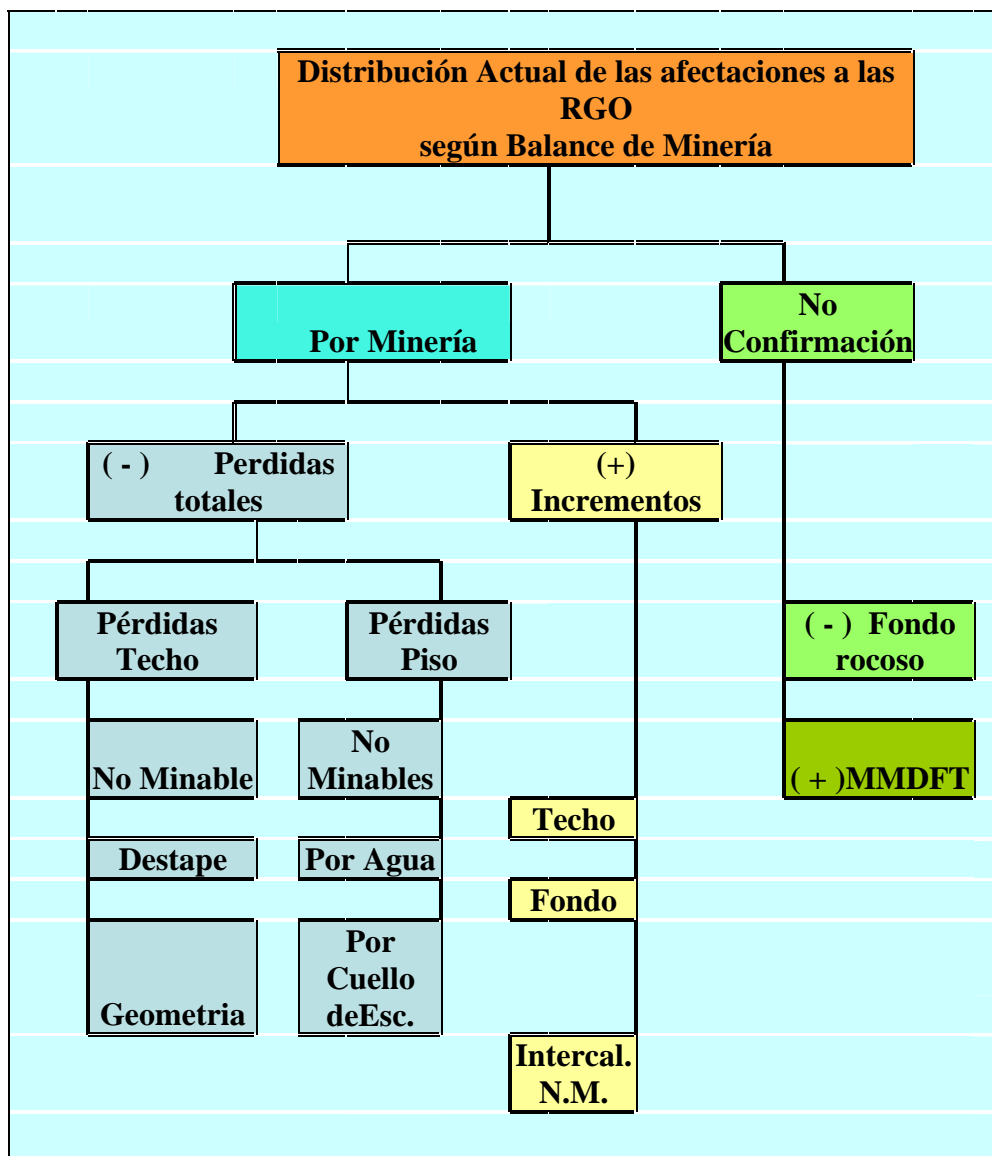


Figura No. 8

### Etapa 3. ANALISIS DE LOS RESULTADOS

El modelo propuesto a partir de los resultados de este estudio incorpora nuevas celdas donde se puede reflejar el comportamiento de dos indicadores de las desviaciones de los modelos geológicos primarios, como son el modelo de la potencia del mineral y el modelo geométrico del cuerpo mineral. Los resultados en comparación con el esquema actual son muy contrastantes, se reducen comparativamente en el modelo propuesto las Pérdidas Totales y las Pérdidas Netas por Minería, cuantificándose el efecto de las desviaciones en los modelos geológicos, específicamente el de la potencia, ya que esta afectación se manifiesta como aparición de rocas en los fondos minados por encima de la cota teórica del fondo del mineral, lo cual se interpreta como una reducción del 15,76 % de los recursos.

Tabla No.

III

Esquema Informativo	Pérdidas Totales por Minería %	Minería Bajo Fondo Teórico % (Ganancia por minería)	Pérdidas Netas por minería %	Confirmación % (Nivel de error en los modelos geológicos)	Eficiencia Minera % (Recup. de los Recursos durante la Minería)
Anterior	24,95	3,90	21,04	0,00	78,95
Nuevo	9,18	3,90	5,28	15,76	94,72

Un resultado interesante es que la eficiencia Minera se eleva de 78,95% a 94,72%, lo cual muestra un comportamiento favorable de la Minería.

Se analizó la posible vinculación de factores estructurales con el comportamiento del % de No Confirmación provocado por la aparición e rocas en los fondos de minería, en cotas superiores a las esperadas. Fue elaborado un perfil esquemático de Norte a Sur del yacimiento reflejándose los valores de las cotas promedio de los bloques afectados y el % de No confirmación, mostrándose una interrelación entre las variables como se observa en la Figura No. 12.

El error de 15,76 % en introducido por la sobre evaluación del modelo de la potencia del mineral en el recurso, puede reducirse en cierta medida por el empleo de una red de perforación mas densa, pero las perforaciones tiene limitaciones técnica y económicas para elevar el conocimiento de la geometría del fondo del cuerpo mineral.

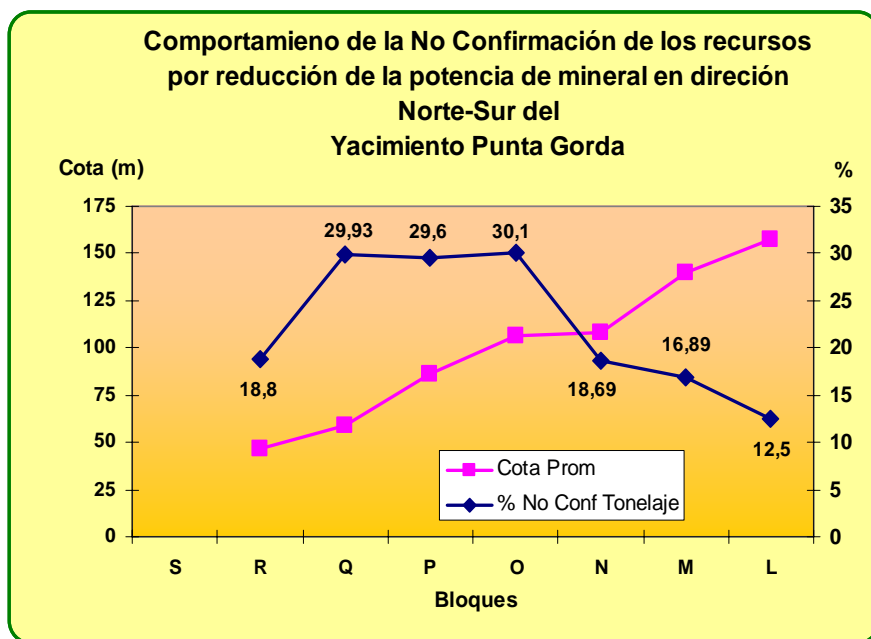


Figura No.12



## RESULTADOS

- El Esquema actualmente empleado para informar el resultado de la gestión Minera, no muestra de forma representativa las deficiencias que se presentan durante las operaciones.
- El Esquema propuesto logra caracterizar y cuantificar los factores que afectan la Eficiencia de la Minería en el Yacimiento, mostrando el efecto de la presencia de agua en los frentes de minería.
- Mediante la reinterpretación de la información procesada sobre los movimientos del mineral, se mostró la vinculación de las pérdidas por afloramiento rocoso, con altos errores en los Modelos de potencia del cuerpo mineral geológico, lo cual afecta la calidad del diseño del modelo de minería, por sobre evaluación del mineral a extraer.
- El Modelo propuesto revela claramente la naturaleza de las desviaciones, cuantificándolas, como vía para el control de su solución.
- Se manifiesta una relación entre el nivel hipsométrico y el grado de Confirmación de los Recursos

## CONCLUSIONES

1. La interpretación de los resultados de la minería en el yacimiento Punta Gorda, a partir de los criterios mostrados en este estudio, permite definir la frontera entre la No Confirmación y la Ineficiencia de las Labores Mineras.
2. Como resultado de este trabajo ha revelado la cantidad y ubicación de los recursos No Confirmados que estaban siendo informados como Pérdidas por Minería, al informarse según datos de la red de 33,3x33,3 m.
3. Las Pérdidas de mineral por la presencia de agua al corte, son la principal causa de Ineficiencia Minera en los pozos comprendidos en este estudio.
4. La principal afectación a los Recursos en los pozos estudiados por No Confirmación se debe al afloramiento de roca dura por encima de la cota teórica del fondo
5. Este estudio ha revelado una relación existente entre los niveles hipsométricos y el % de No Confirmación del recurso para los bloques en el área de estudio según la dirección Norte Sur.
6. Se beneficia con el trabajo el país y a la empresa, pues da mayor claridad a los balances de recursos minerales disponibles y a las informaciones sobre la gestión de la Minería.
7. Define los objetivos de trabajo para la optimización de las labores geológicas y mineras.
8. La No Confirmación del Modelo de la Potencia del mineral por su magnitud y frecuencia, revela la presencia de un error sistemático el cual deberá ser estudiado para su corrección, ya que genera una sobre evaluación de los Recursos Minerales.

## RECOMENDACIONES

1. Aplicar el esquema informativo propuesto y someterlo a prueba durante un año
2. Diseñar las medidas que reduzcan las afectaciones provocadas por la presencia de agua en los frentes.
3. Aplicar técnicas geofísicas (GEORADAR) complementarias a la perforaciones, independientemente de la red para mejorar el conocimiento del relieve del fondo rocoso

## BIBLIOGRAFIA

ECG. Informes de Agotamiento Geológico mensual y trimestral 2001, 2002 y 2003

V. Aleojin et al. (1977) "Informe sobre los resultados de los trabajos de Exploración Detallada y Orientativa realizados en el yacimiento Punta Gorda, en los años 1973 a 1976. Con el cálculo de las reservas de menas niquelíferas en los sectores Punta Gorda y Yagrumaje". Archivos de la ECG



## APLICACIÓN DEL SECADO SOLAR Y LA HOMOGENEIZACIÓN EN LA INDUSTRIA NIQUELÍFERA COMANDANTE ERNESTO CHE GUEVARA

**Severo Estenoz Mejías<sup>(1)</sup>, Arturo Alderí García<sup>(2)</sup>, Nicolás Batista Castro<sup>(2)</sup>, Alfredo Donatién Carbonell<sup>(2)</sup>, Niurka Pérez Melo<sup>(1)</sup> et al.**

<sup>(1)</sup> Centro de Investigaciones del Níquel, Carretera Moa-Baracoa Km. 6 s/n, Moa, Holguín, Cuba ZIP 83330, Tel. 53-24 67123 y 67976, [sestenoz@cil.moa.minbas.cu](mailto:sestenoz@cil.moa.minbas.cu)

<sup>(2)</sup> Empresa Comandante Ernesto Che Guevara, Carretera Moa-Baracoa Km. 5 s/n, Moa, Holguín, Cuba ZIP 83330, Tel. 53-24 68256 y 68012. [aalderi@ecg.moa.minbas.cu](mailto:aalderi@ecg.moa.minbas.cu)

### RESUMEN

El uso de las energías renovables en la minería alcanza mayor relevancia en el mundo actual, por cuanto son fuentes limpias que permiten eliminar o disminuir el impacto ambiental. El secado solar de los minerales lateríticos en depósitos mineros a la intemperie en la Empresa Comandante Ernesto Che Guevara conjuntamente con la homogeneización de los flujos de menas fue el marco de la investigación y prueba a escala industrial. En la realización y diseño de la corrida de mineral en la industria se estudio la ubicación, apilado, remonte, remoción y recogida del mineral en las pilas, considerando las condiciones del microclima en la localidad. Además se evaluaron la influencia de la humedad, los vientos y la radiación sobre la alineación e intensidad del secado en las pilas. Durante el procesamiento en la industria de más de 40 mil toneladas de minerales homogeneizados y secados al Sol se corroboraron los comportamientos de adherencia de las lateritas para diferentes niveles de humedad, el incremento de la velocidad e intensidad del proceso de secado y molienda, así como los incrementos de las extracciones de níquel y cobalto como resultado del procesamiento de minerales con altos grados de homogeneidad. Durante los 5 días de prueba se ahorraron 255 toneladas de petróleo. Al optimizar estos resultados en la Empresa Ernesto Che Guevara se podrían ahorrar anualmente más de 24 mil toneladas de petróleo y dejar de verter a la atmósfera más de 145 Millones de metros cúbicos de gases y aerosoles.

### ABSTRACT

The use of the renewable energy in the mining reaches bigger relevance in the current world, since they are clean sources that allow to eliminate or to diminish the environmental impact. The solar drying of the laterite mineral in mining deposits to the bleakness in the Company Major Ernesto Che Guevara jointly with the homogenization of the flows of fewer was the mark of the investigation and test to industrial scale. In the realization and design of the mineral race in the industry you study the location, heaped, go back, removal and collection of the mineral in the piles, considering the conditions of the microclimate in the town. The influence of the humidity, the winds and the radiation were also evaluated about the alignment and intensity of the drying in the piles. During the prosecution in the industry of more than 40 thousand tons of homogenized minerals and dryings in the sun the behaviors of adherence of the laterite were corroborated for different levels of humidity, the increment of the speed and intensity of the drying process and mill, as well as the increments of the nickel extractions and cobalt as a result of the prosecution of minerals with high grades of homogeneity. During the 5 days of test 255 tons of petroleum were saved. When optimizing these results in the Company Ernesto Che Guevara they could be saved annually more than 24 thousand tons of petroleum and to stop to pour to the atmosphere more than 145 Million cubic meters of gases and aerosols.

## INTRODUCCIÓN

En proyectos para la modernización y expansión minera de la ECECG, la definición de la tecnología en los procesos de beneficio, secado solar y homogeneización del mineral extraído requieren precisar y definir los indicadores técnicos y el potencial total de los procesos de secado y homogeneización del mineral en los depósitos mineros.

Se conoce de prácticas internacionales que el manejo reiterado y recurrido de los minerales en los depósitos de secado influye sobre el desmenuzamiento de los minerales, la homogeneización, organización y formación de la calidad en los flujos masicos a extraer de los mismos.

Entre las referencias importantes se conoce que la empresa Tocantín S.A. del Brasil maneja unos 2.5 millones de toneladas de minerales en depósitos mineros de secado solar para reducir la humedad del mineral en 4% y elevar la homogeneización de los flujos de salida de las minas a 75-78 grados. Mientras la empresa Río Tuba Co en las Filipinas trasiega en sus depósitos de secado solar unos 3 millones de toneladas de mineral para reducir la humedad de entrega en 14%, elevar los niveles de homogeneidad del mineral hasta 88-91 grados.

Tales fenómenos inciden sobre la eficiencia de las sucesivas cadenas y procesos de transformaciones posteriores, en particular sobre:

- ✓ La productividad y efectividad de los trabajos de carga y acarreo del mineral hacia las plantas de beneficio;
- ✓ La productividad de las instalaciones durante la separación húmeda de las rocas empobrecedoras;
- ✓ La productividad de los procesos de secado y molienda, y su consiguiente gasto de combustible;
- ✓ La homogeneización de los flujos de menas que se abastecen a los procesos metalúrgicos;
- ✓ La estabilidad de las operaciones en los procesos químicos y la recuperación de metales útiles.

Los trabajos de investigación desplegados a escala industrial en la ECECG para determinar la influencia del procesamiento de unas 40 mil toneladas de mineral secado al Sol en depósitos mineros tuvieron por objetivo principal:

- ✓ Determinar el comportamiento de los minerales tratados preliminarmente con secado solar y sin secado

Otros objetivos importantes fueron:

- ✓ Evaluar la versatilidad en la organización y la productividad del equipamiento minero;
- ✓ Determinar la influencia sobre el beneficio en el sistema de preparación, secado y molienda;
- ✓ Estudiar el impacto de la homogeneidad del mineral y la estabilidad de los flujos de abasto sobre los procesos de reducción y el resto de la cadena productiva.

## MATERIALES Y MÉTODOS

Para la realización de los trabajos se realizó primeramente una evaluación de las áreas mineras en que se podían ubicar los primeros depósitos o polígonos de prueba donde se pudiera acumular una cantidad de mineral para abastecer a la planta metalúrgica durante 4 ó 5 días.

El mineral se fue descargando en hileras formadas por la descarga lineal de los camiones. Con cargadores frontales a partir de las hileras se conformaron pilas con taludes planos y alargadas. La remoción del mineral se efectuó primeramente con cargador frontal de 1.8 m<sup>3</sup> y posteriormente con otro de 3.4 m<sup>3</sup> en jornadas intermitentes de 6 a 8 horas. Además para intensificar la productividad del proceso de remoción se utilizaron las retroexcavadoras de 2.2 y 3.5 m<sup>3</sup> en dos modalidades, remontando el mineral a través de uno de los taludes y dejándolo derrumbarse por el opuesto al

llegar a la sima de la pila. Finalmente las retroexcavadoras trasladaban parcialmente las pilas entre uno y dos metros.

Durante el acarreo de mineral hacia los depósitos, a cada camión que descargaba se le tomaban tres porciones de mineral a unos 90-120 centímetros del piso y formando unos 90-120 grados alrededor del bulto descargado por cada camión. La masa de mineral recogido a 12 camiones se muele en un molino de bolas, se seca la pulpa y se procede a realizarle una determinación química de Ni, Co, Fe, SiO<sub>2</sub>, Mg y susceptibilidad magnética.

### **Organización de la minería desde los depósitos de secado solar.**

Para desarrollar la minería desde los depósitos de secado solar hacia la planta de preparación de mineral de la fábrica se dispuso del siguiente módulo de equipos mineros: un cargador frontal y tres retroexcavadoras para la carga de la masa minera en 8 camiones articulados de 21 toneladas de capacidad, así como dos topadores frontales para la limpieza y mantenimiento de los frentes de carga y accesos en las pilas y depósitos.

La secuencia de para cada pila así como la cantidad de mineral a extraer de cada sector de pila y depósito sería dirigida en función del comportamiento del mineral en el proceso fabril, con la única condicionante, de mantener una calidad general media según las mejores reservas preparadas en los depósitos solares para la prueba.

### **Estabilidad del flujo de alimentación a los secaderos.**

Para estudiar la estabilidad de los flujos de alimentación se organizó un muestreo puntual cada dos horas de de 5 kilogramos de masa mínima en la toma de la muestra SM3 de la ECECG, para determinar humedad y contenido de níquel, cobalto, hierro, sílice y magnesio. Tomándose muestras ininterrumpidamente desde las 18:00 horas del día 4 de mayo hasta las 10:00 del día 13 de mayo del 2004.

Además se tomaron muestras horarias para caracterizar la humedad en el mineral de alimentación a la planta. Con este fin en la oficina de los tecnólogos de la planta de secaderos se instaló una balanza infrarroja que permitía determinar en 20 minutos la humedad del mineral de alimentación a los secaderos.

### **Estabilidad del flujo de salida de los secaderos.**

Similar al mineral de alimentación, al flujo de salida en la correa caliente se le tomaron muestras con un tamaño mínimo de 5 kilogramos para determinar humedad y composición química.

Durante la alimentación de mineral desde los depósitos de secado se incrementó el muestreo, con frecuencia de una hora, para detallar los niveles de humedad en el mineral a la salida de los secaderos.

### **Estabilidad del flujo a la entrada a los hornos de reducción.**

En la entrada de los hornos de reducción se tomaron muestra de 1 kilogramo cada dos horas. A una parte de la muestra para determinar humedad, otra para análisis granulométrico de las fracciones +1 mm; 20; 40; 100; 200 y -200 mesh en el estudio de estabilidad de la molienda y la homogeneización granulométrica del flujo de menas alimentado a los Hornos. Con el resto de la muestra fue para análisis químico de Ni, Co, Fe, SiO<sub>2</sub>, Mg, y de esta forma evaluar los niveles de estabilidad de la calidad en el mineral abastecido a los hornos de reducción.

## RESULTADOS

### Operaciones generales.

La alimentación a la planta de preparación de mineral se comenzó a las 11:55 AM del 4 de mayo del 2004, según los requerimientos planificados. En las primeras horas de trabajo la productividad conjunta del equipamiento sobrepasaba las 660 toneladas en la descarga al objeto 01, lo cual provocaba el derramamiento en las tolvas de la planta.

Durante el transcurso de la alimentación de mineral a la fábrica comenzaron a producirse tupiciones en los transportadores del sistema de preparación de mineral, particularmente en el carro de descarga del transportador 4A, el tiempo total de tupiciones en este transportador totalizaron 26 horas y 10 minutos de las 119 horas que se prolongo la corrida, desglosados en 29 paros que obligaron a detener la alimentación al sistema de secaderos; además hubo otros 6 paros por afectaciones mecánicas de rutina y organizativos, aunque de pocos minutos.

Se probaron algunas alternativas para contrarrestar las tupiciones en el objeto 01, entre ellas:

- ✓ Alimentar un mineral más serpentinitico para que su nivel de adherencia disminuyera.
- ✓ Mezclar minerales secos con minerales más húmedos.
- ✓ Alimentar a intervalos una porción de minerales con 37-37.5% de humedad.
- ✓ Disminuir la velocidad de transportación de los transportadores para disminuir el impacto en la descarga del material.

Ninguna de estas alternativas surtió efectos significativos. Las tupiciones sólo desaparecieron en los momentos en que el mineral alimentado tenia contenidos de humedad superiores a 34.5 ó 35%.

### Operaciones mineras en los depósitos.

Se controlaron detalladamente la masa y el contenido de hierro, níquel y cobalto para cada una de las pilas que integran los tres depósitos al cierre de cada jornada de minería. En la tabla I se reflejan la masa y la calidad del mineral enviado a la fábrica desde los frentes de minería en los depósitos de secado solar.

Tabla I Datos del balance minero en la caracterización de la calidad del mineral procedente de cada frente de pila durante la corrida con el mineral de los depósitos de secado solar.

Mineral desde depósitos solares	Masa (t)	Ni (%)	Co (%)	Fe (%)
5 de mayo	9492	1.35	0.089	41.3
6 de mayo	8253	1.36	0.101	41.1
7 de mayo	8379	1.33	0.103	40.5
8 de mayo	6678	1.30	0.099	41.7
9 de mayo	11340	1.36	0.097	41.9
<b>Total</b>	<b>44142</b>	<b>1.34</b>	<b>0.098</b>	<b>41.3</b>

### Operaciones en la planta de preparación de mineral.

Durante la corrida con el mineral de secado solar entraron al proceso 44142 t de mineral con una calidad promedio de níquel 1.34%, hierro 41.35% y cobalto 0.098%, de estas toneladas de mineral que entró al proceso solamente constituyeron rechazo 294 t, disminuyendo entre 86 y 93% con respecto al promedio que se rechaza en los períodos de minería tradicional en las cribas del objeto 01.



Otro aspecto fue que el número de paros ocurridos en el sistema de alimentación al objeto 01 durante la alimentación del mineral de secado solar, la cantidad de tupiciones diarias durante los 5 días de la prueba. Debe señalarse que a partir de las 19:40 horas del viernes 7 de mayo se comenzó a utilizar la alternativa de alimentación directamente a través de las galerías cuando se produjeran tupiciones en el objeto 01.

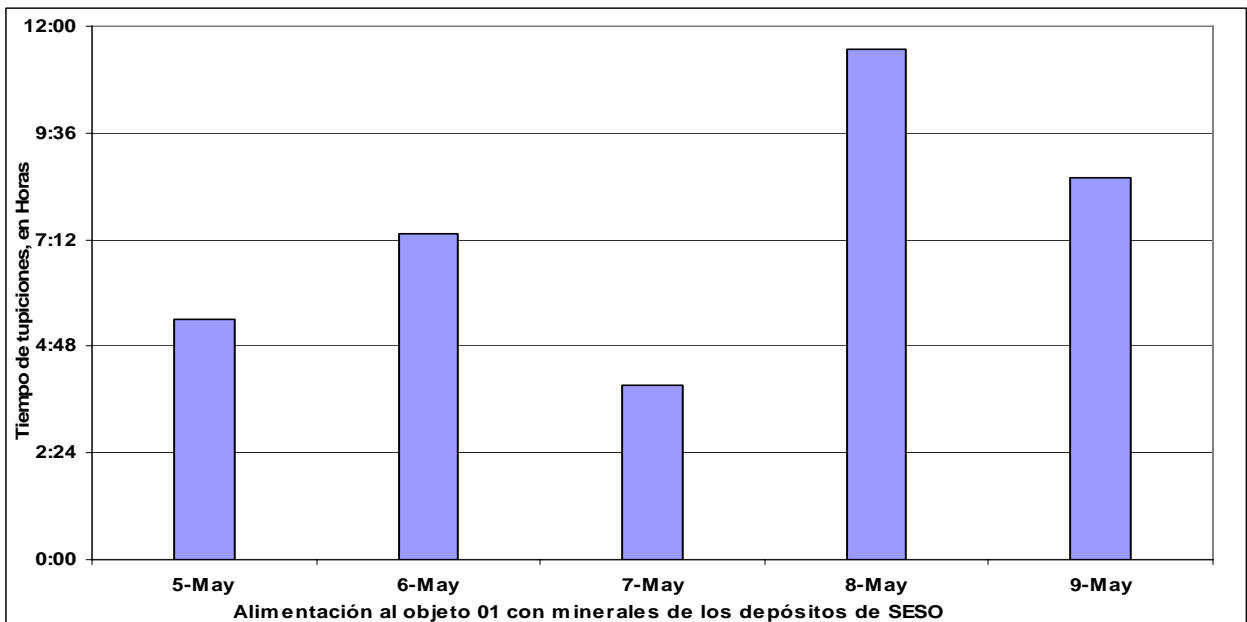


Fig. 1 Tiempo de paradas diarias ocurridas en el sistema de alimentación del objeto 01 durante la alimentación del mineral de los depósitos de secado solar, provocado por bajos niveles de humedad.

### Características del flujo de mena en la planta de preparación de mineral.

Durante el período que se alimentó el mineral se incrementaron los niveles de estabilidad general del mineral y en particular valores de 44 grados más de homogeneización para el níquel y el hierro.

Los contenidos de sílice y magnesio se mantuvieron 1.39 y 1.35% más altos que los valores de los períodos en que se desarrolló la minería desde los frentes de excavadoras. Mientras los contenidos de hierro se mantuvieron entre 1.5 y 2.2% más bajos que los contenidos de los días con minería tradicional.

### Características del flujo de mena a la entrada de los secaderos.

Los niveles de homogeneidad general de los contenidos químicos del mineral proveniente de los depósitos de secado solar fue de 71 grados superior a la estabilidad tradicional alcanzada durante los restantes 10 días, 6 anteriores y 4 posteriores, en que se alimentó mineral desde las excavadoras.

La homogeneización de los contenidos de hierro en el flujo de menas que se abasteció a la planta de secaderos con mineral de los depósitos solares fue de 42.4 grados por  $-1.9$  grados con mineral proveniente directamente de las excavadoras, mientras que el níquel alcanzaba 71.5 grados por 27.1 grados sin secado solar. Todos los elementos en el mineral de los depósitos de secado solar tienen niveles de homogeneidad superiores, excepto el agua que presentó 58 grados contra 63 grados sin secado solar, (Ver tabla II). La homogeneización inferior del agua debe estar relacionada con la minería en pilas con humedades entre 32 y 37.5% y la adición de agua en determinados momentos en el sistema de transportación del mineral en el objeto 01 para eliminar las tupiciones.

Tabla II Resultado del grado de homogeneización del mineral a la entrada a los secaderos para ambos períodos de la prueba.

Mineral alimentado	Homogeneización (grados)					
	Ni	Co	Fe	SiO <sub>2</sub>	Mg	H <sub>2</sub> O
<b>Sin Secado Solar</b>	27.1	-149.0	-1.9	-243.8	-251.2	63.2
<b>Con Secado Solar</b>	71.5	-81.1	42.4	-108.9	-112.7	58.1

#### Características del mineral flujo de mena a la salida de los secaderos.

La homogeneización de los contenidos de hierro en el flujo de menas que se abasteció a la planta de secaderos con mineral de los depósitos solares fue de 36.3 grados por -43.1 grados con mineral proveniente de las excavadoras, mientras que el níquel alcanzaba 58.2 grados por 0.3 grados sin secado solar. Los niveles de homogeneidad para el agua fue de -362 grados contra -276 grados sin secado solar, los bajos niveles de humedad en la salida del material grueso en la correa caliente de los secaderos es característico del proceso, a pesar de ello se manifestó una mejor estabilidad en la salida de los secaderos durante la corrida con SESO.

Tabla III: Resultado del grado de homogeneización del mineral a la salida de los secaderos para ambos períodos de la prueba, con y sin secado solar (SESO).

Mineral alimentado	Homogeneización (grados)					
	Ni	Co	Fe	SiO <sub>2</sub>	Mg	H <sub>2</sub> O
<b>Sin SESO</b>	0.3	-398.9	-43.1	-284.8	-186.1	-362.0
<b>Con SESO</b>	58.2	-227.8	36.3	-146.1	-138.9	-276.6

En la tabla III se refleja el comportamiento del grado de homogeneización para hierro y níquel durante la corrida industrial. A la salida de los secaderos se observa una diferencia y mejoría en los niveles de estabilidad de la composición química del material con el secado de minerales desmenuzados.

#### Características de la calidad del mineral a la entrada a los hornos.

La homogeneización de los contenidos de hierro en el flujo de menas que se abasteció a la planta de secaderos con mineral de los depósitos solares fue de 78.4 grados por 62.9 grados con mineral proveniente de las excavadoras, mientras que el níquel alcanzaba 84.7 grados por 74.5 grados sin SESO (ver tabla IV). Los niveles de homogeneidad para el agua fueron de -1 grado contra -37.5 grados sin SESO. Los incrementos de la homogeneización de los contenidos de humedad se encuentran dado por la fusión del material fino con los productos de la molienda, su mezcla en los silos y la transportación hacia los hornos de reducción.

Tabla IV Resultado del grado de homogeneización del mineral a la entrada de los hornos de reducción para ambos períodos.

Mineral alimentado	Homogeneización (grados)					
	Ni	Co	Fe	SiO <sub>2</sub>	Mg	H <sub>2</sub> O
<b>Sin SESO</b>	74.5	34.0	62.9	-10.3	-66.0	-37.5
<b>Con SESO</b>	84.7	40.3	78.4	31.2	39.8	-1.0

#### Manejo en los depósitos de secado solar.

La calidad del mineral en cada uno de los turnos de la fábrica, enviado durante la corrida con el mineral de secado solar y el resultado de la SM-2 analizada en el CEINNIQ, se muestra en la tabla V. Durante la corrida con SESO se alcanzaron grados de homogeneización para níquel y hierro en los depósitos de 76 grados, mientras que en la entrada a secaderos el níquel alcanzó 79 grados por 68 grados el hierro, al compararlos con la homogeneización en las muestras SM-2 en la etapa de minería tradicional, los cuales fueron más bajos y estos alcanzaron un promedio de 27 grados para el níquel y -2 grados para el hierro.

Tabla V Caracterización de la calidad del flujo de menas según el muestreo, monitoreo y mapeo de las pilas en los depósitos de secado solar y el muestreo durante el abasto la planta de preparación.

		Muestreo en el abasto a Depósitos			Muestreo en el abasto a fábrica		
Fecha	Turno	Ni (%)	Co (%)	Fe (%)	SM-2 Ni (%)	SM-2 Co (%)	SM-2 Fe (%)
5-May	A	1.26	0.089	43.6	1.27	0.088	40.2
5-May	B	1.26	0.089	43.6	1.29	0.098	40.0
5-May	C	1.34	0.070	41.8	1.28	0.105	38.9
6-May	A	1.32	0.071	41.8	1.30	0.093	39.0
6-May	B	1.29	0.072	41.7	1.29	0.093	38.2
6-May	C	1.32	0.069	41.4	1.30	0.101	40.0
7-May	A	1.33	0.106	41.4	1.27	0.108	40.1
7-May	B	1.41	0.107	40.4	1.29	0.106	39.9
7-May	C	1.41	0.107	40.4	1.32	0.099	38.9
8-May	A	1.41	0.107	40.4	1.30	0.097	39.6
8-May	B	1.41	0.107	40.4	1.28	0.093	41.0
8-May	C	1.38	0.094	39.4	1.25	0.097	40.4
9-May	A	1.38	0.097	40.3	1.27	0.108	42.0
9-May	B	1.38	0.097	40.3	1.25	0.101	42.3
9-May	C	1.37	0.097	40.2	1.27	0.091	40.4
<b>Media</b>		<b>1.34</b>	<b>0.098</b>	<b>41.3</b>	<b>1.28</b>	<b>0.098</b>	<b>40.1</b>
<b>Sin SESO</b>	Mínimo				1.18	0.087	37.6
	Med				1.25	0.103	40.2
	Máximo				1.30	0.119	42.8
	<b>Homogeneidad (grados)</b>				<b>27</b>	<b>-149</b>	<b>-2</b>
<b>Con SESO</b>	Mínimo	1.32	0.094	40.7	1.26	0.087	38.4
	Media	1.34	0.098	41.3	1.28	0.098	40.1
	Máximo	1.36	0.102	41.9	1.31	0.111	41.5
	<b>Homogeneidad (grados)</b>	<b>76</b>	<b>26</b>	<b>76</b>	<b>72</b>	<b>-81</b>	<b>42</b>

Las tabla V y VI reflejan las diferencias que se obtuvieron en la composición química del hierro en el mineral extraído de los depósitos de secado solar con los resultados de la muestra SM-2 y SM-3, las cuales presentaron variaciones promedios de 4.7 %. Los bajos contenidos de hierro en la muestras SM-2 y SM-3 están relacionados con los bajos niveles de material rechazo en la planta de preparación de mineral, de unas 2000 a 2400 toneladas de material estéril que debió rechazarse en los 5 días, solamente se rechazaron unas 290 toneladas de material estéril, lo cual significa un ingreso adicional al proceso de materiales nocivos (con altos contenidos de Sílice y Magnesio) en el orden de 1800 a 2000 toneladas, lo cual representan el 86-88% del rechazo tradicional. La composición química media de este material rechazado, según estudios anteriores, oscila para el hierro entre 5 y 7% con valores en el níquel entre 0.4 y 2%. En la tabla VII se muestran los valores extremos y medios de estos materiales estériles que debieron rechazarse durante la prueba con mineral de secado solar, lo cual se debió al considerable desmenuzamiento de los terrones y ocre que presenta el mineral en forma natural, con 37-39% de humedad en el macizo.

Tabla VI Caracterización de la calidad del flujo de menas según el muestreo, monitoreo y mapeo de las pilas en los depósitos de secado solar y el muestreo en el abasto a los secaderos.

Fecha	Turno	Depósitos Ni (%)	Depósitos Co (%)	Depósitos Fe (%)	SM-3 Ni (%)	SM-3 Co (%)	SM-3 Fe (%)
5-May	A	1.26	0.089	43.6	1.37	0.101	34.1
5-May	B	1.26	0.089	43.6	1.26	0.116	35.3
5-May	C	1.34	0.070	41.8	1.36	0.081	32.0
6-May	A	1.32	0.071	41.8	1.32	0.125	41.1
6-May	B	1.29	0.072	41.7	1.27	0.104	39.7
6-May	C	1.32	0.069	41.4	1.37	0.362	34.6
7-May	A	1.33	0.106	41.4	1.34	0.092	33.7
7-May	B	1.41	0.107	40.4	1.34	0.115	40.4
7-May	C	1.41	0.107	40.4	1.32	0.111	38.7
8-May	A	1.41	0.107	40.4	1.33	0.095	36.4
8-May	B	1.41	0.107	40.4	1.30	0.282	35.2
8-May	C	1.38	0.094	39.4	1.33	0.090	35.6
9-May	A	1.38	0.097	40.3	1.25	0.087	39.0
9-May	B	1.38	0.097	40.3	1.28	0.079	35.5
9-May	C	1.37	0.097	40.2	1.28	0.087	35.7
Mínimo		1.26	0.069	39.4	1.25	0.079	32.0
<b>Media</b>		<b>1.35</b>	<b>0.092</b>	<b>41.1</b>	<b>1.31</b>	<b>0.128</b>	<b>36.5</b>
Máximo		1.41	0.107	43.6	1.37	0.362	41.1
<b>Desviación Estándar</b>		<b>0.05</b>	<b>0.015</b>	<b>1.2</b>	<b>0.04</b>	<b>0.081</b>	<b>2.7</b>

Tabla VII Valores medios y extremos de los contenidos químicos del material estéril rechazado en la planta de preparación de mineral durante la prueba.

Estadísticos	Ni (%)	Co (%)	Fe (%)	MgO (%)	SiO <sub>2</sub> (%)
Mínimo	0,42	0,012	5,42	31,93	33,18
<b>Promedio</b>	<b>1,50</b>	<b>0,014</b>	<b>6,02</b>	<b>34,76</b>	<b>35,32</b>
Máximo	2,02	0,018	6,97	37,86	40,96
<b>Desviación Estándar</b>	<b>0,82</b>	<b>0,003</b>	<b>0,78</b>	<b>2,97</b>	<b>4,02</b>

### Secado y molienda de mineral tradicional y presecado al Sol.

Los datos por turno tomados de la Intranet de la planta de preparación de mineral durante la corrida industrial reflejan que la productividad promedio de los secaderos durante los días en que se alimentó mineral de los depósitos de secado solar se incrementó hasta 110.2 toneladas por hora, mientras que en el período que se alimentó mineral en la forma tradicional la productividad promedio fue de 97.2 toneladas por hora. En los secaderos durante la corrida de mineral sin SESO sólo en el 41% de los turnos se pudieron lograr productividades por encima de las 100 toneladas por hora, mientras durante la corrida de mineral desde los depósitos de SESO todos los turnos tuvieron productividades por encima de las 102 toneladas por hora, alcanzándose en el 53% de estos turnos productividades por encima de las 106 toneladas por hora y de ellos 13 % por encima de las 117 toneladas por hora. En los turnos de mayores productividades en los secaderos se alcanzó un descenso de 7.2 Kilogramos de petróleo por cada tonelada de mineral procesado con respecto al mineral en su forma tradicional.

De la tabla VIIIA y VIIIB se puede determinar que durante la corrida de mineral desde los depósitos de SESO se dejaron de consumir 166 toneladas de petróleo, comparándose con la media obtenida durante la corrida sin mineral de SESO ó 334 toneladas con respecto a la media histórica de consumo en el año 2003, la cual fue de 32.7 kilogramos por tonelada de mineral procesado. Siguiendo este análisis se determinó que en el tratamiento de 100 mil t de minerales procesados con SESO se pueden ahorrar más de 518 toneladas de petróleo tan solo con humedad de entrada a secaderos en el orden de 35.3%, lo cual equivaldría a dejar de consumir más de 19 mil toneladas de

petróleo anuales, para un valor aproximado más de 6.8 millones de USD, considerando el precio del barril de petróleo alrededor de los 55 USD.

El consumo de petróleo por tonelada de mineral secado durante la corrida de mineral tradicional tuvo un promedio general de 30.54 Kilogramos por tonelada de mineral sin secado solar y con el mineral secado al sol se obtuvo 26.78 Kilogramos por tonelada de mineral secado, lo cual marca una diferencia general de 3.76 Kilogramos por tonelada.

Tabla VIIIA. Niveles de productividad de los secaderos durante el procesamiento de mineral tradicional y del secado solar en los depósitos con el consumo de petróleo y mineral procesado por turnos de trabajo.

Productividad de los secaderos durante la prueba (t/h)	Sin Secado Solar				Con Secado Solar			
	Turnos de Trabajo		Mineral Procesado	Petróleo Consumido	Turnos de Trabajo		Mineral Procesado	Petróleo Consumido
	No	%	t	t	No	%	t	t
Menos de 90	4	14	9751	328				
91-95	8	28	22067	711				
96-100	5	17	15005	468				
101-105	10	34	29041	823	7	47	20717	613
106-110	2	7	6725	191	4	27	12057	349
111-115					2	13	5869	176
116-120					2	13	5555	154
<b>Total</b>	<b>29</b>	<b>100</b>	<b>82589</b>	<b>2521</b>	<b>15</b>	<b>100</b>	<b>44199</b>	<b>1291</b>

Tabla VIIIB Niveles de productividad de los secaderos durante el procesamiento de mineral tradicional y del secado solar en los depósitos con el consumo específico de petróleo por tonelada de mineral secado por turnos de trabajo.

Productividad de los secaderos durante la prueba (t/h)	Sin Secado Solar			Con Secado Solar		
	Turnos de Trabajo		Kilogramos de Petróleo consumido por tonelada de mineral secado	Turnos de Trabajo		Kilogramos de Petróleo consumido por tonelada de mineral secado
	No	%	(Kg/t)	No	%	(Kg/t)
Menos de 90	4	14	33.72			
91-95	8	28	32.23			
96-100	5	17	31.21			
101-105	10	34	28.45	7	47	27.64
106-110	2	7	28.35	4	27	26.96
111-115				2	13	25.37
116-120				2	13	24.82
<b>Total</b>	<b>29</b>	<b>100</b>	<b>30.54</b>	<b>15</b>	<b>100</b>	<b>26.78</b>

En la figura 2 se muestra la frecuencia de productividad de los secaderos en la alimentación de mineral sin SESO y con SESO, en la figura se puede observar como con mineral de SESO las productividades de los secaderos siempre son superiores a las 100 toneladas por hora, mientras que sin mineral de SESO sólo el 41% logran ser superiores a las 100 toneladas por hora.

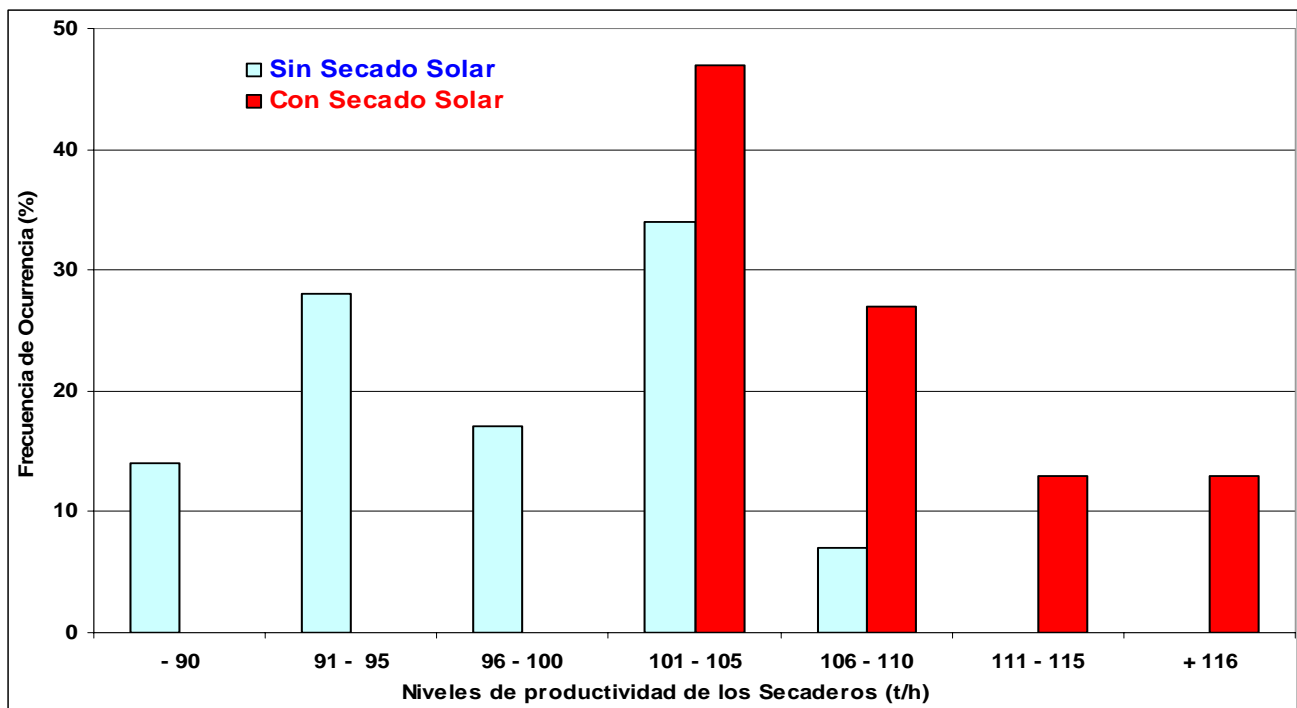


Fig. 2 Niveles de productividad de los secaderos durante el período de prueba, tratando minerales de los depósitos de secado solar y en la forma tradicional.

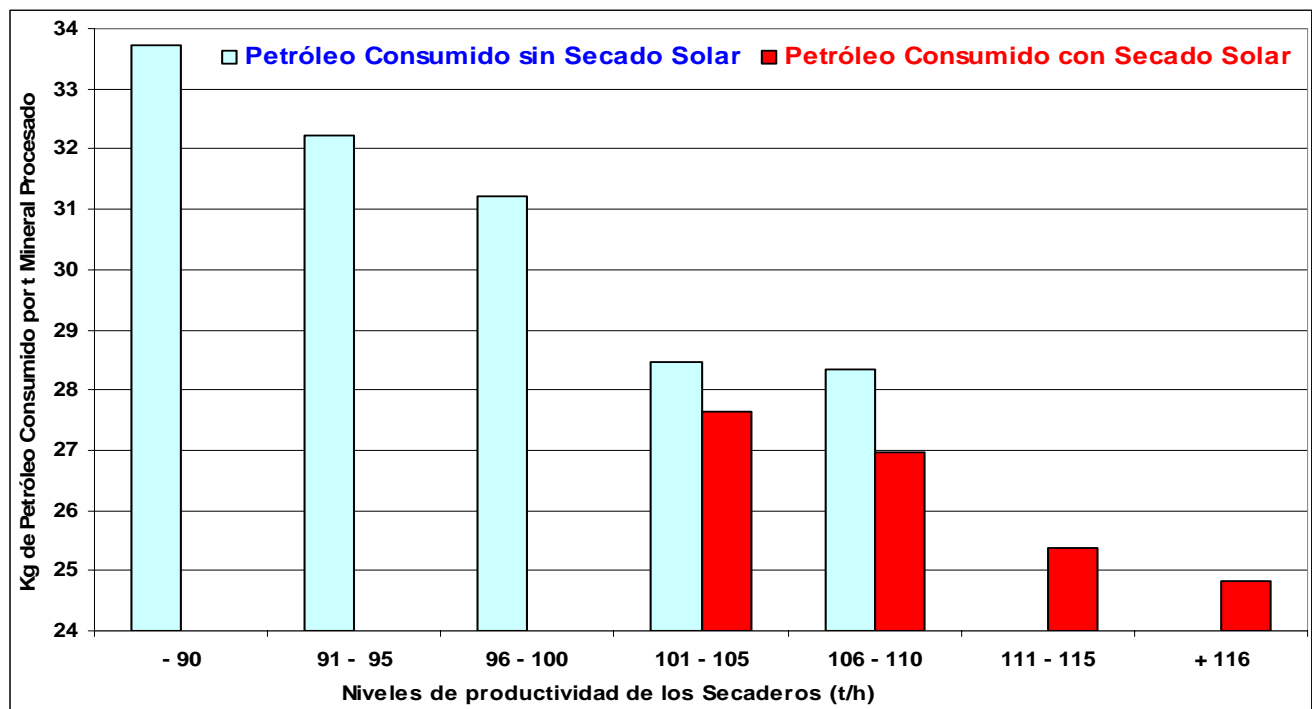


Fig. 3 Consumo específico de petróleo con respecto a la productividad de los secaderos durante la alimentación de mineral tradicional y desde los depósitos de secado solar.

El consumo de petróleo descende con el aumento de la productividad de los secaderos durante el tratamiento de mineral con SESO (Ver la figura 3), mientras que sin SESO el consumo de petróleo aunque también tiende a descender, puede incrementarse independientemente de alcanzarse altas productividades en lo secaderos dependiendo de los contenidos de humedad generales y la alta aglomeración de terrones húmedos, cosa que no ocurre en el mineral removido en pilas a la



intemperie cuando se trasiega por los depósitos solares. También se puede observar que con el aumento de la productividad en los secaderos de 90 a 105 toneladas por hora, durante la corrida del mineral tradicional, se produce un descenso en el consumo de petróleo de 34 a 28 kilogramos de petróleo por tonelada de mineral procesado. Mientras en el caso de la corrida de mineral con SESO la tendencia al descenso del consumo de petróleo es más acentuada, por ejemplo para un incremento de las productividades de los secaderos de 102 a 118 toneladas por hora se produce un descenso del consumo de petróleo de 27.6 a 24.8 kilogramos por tonelada de mineral procesado.

Expresando de forma general la inestabilidad de la alimentación y las operaciones en los secaderos y su relación con el proceso de molienda (Ver la figura 4), se puede observar la relación entre el aumento de la productividad de los secaderos y la productividad del proceso de molienda.

Durante la prueba la productividad media de los molinos trabajando con mineral tradicional fue de 81.9 toneladas por hora, mientras que con el mineral de SESO el valor medio por turno fue de 85.5 toneladas por hora, teniendo un incremento de 3.6 toneladas por hora. En la tabla IX se dan los valores y extremos de la molienda durante la alimentación de mineral sin SESO y con SESO, y en la figura 4 se muestran los niveles de productividad operando sin y con SESO.

Tabla IX Valores medios y extremos de la productividad y la eficiencia de la molienda durante los dos periodos de prueba a escala industrial.

Indicadores del proceso de Molienda durante la prueba	Sin SESO			Con SESO		
	Mínimo	Media	Máximo	Mínimo	Media	Máximo
Productividad (t/h)	71.6	81.9	98.6	78.5	85.4	93.0
Eficiencia (%)	44.5	70.0	100.0	56.3	69.1	82.3

La tabla X se muestran las frecuencias de las productividades de los molinos, obteniéndose que para el mineral tradicional las productividades de más frecuentes se encuentran entre 76 y 85 toneladas por hora con un total del 65% de los turnos; Sin embargo con el mineral con SESO se logra mayor estabilidad en las productividades de los molinos entre 81 y 90 toneladas por hora, las cuales suman el 80% de todos los turnos en que se alimento mineral desde los depósitos de secado solar. La eficiencia del proceso de molienda tanto con SESO como con el mineral tradicional es muy similar, 69.09% con SESO por 70.04% sin SESO.

Tabla X Frecuencia de las productividades en el proceso de molienda durante la prueba con mineral de los depósitos de secado solar y de la minería tradicional.

Productividad de los Molinos (t/h)	Alimentación de mineral tradicional		Alimentación de mineral secado al Sol	
	Frecuencia (%)	Cantidad de turnos	Frecuencia (%)	Cantidad de turnos
Menos de 75	14	4	0	0
76 ÷ 80	31	9	7	1
81 ÷ 85	34	10	40	6
86 ÷ 90	7	2	40	6
91 ÷ 96	3	1	13	2
Más de 96	10	3	0	0
<b>Total</b>	<b>100</b>	<b>29</b>	<b>100</b>	<b>15</b>

La estabilidad de la molienda durante el tratamiento de los minerales con SESO se manifestó significativamente sobre el incremento de los niveles de homogenización en los contenidos químicos del mineral en la muestra SM-8 (Ver Tabla XI), los cuales presentaron niveles de superiores, entre 14 y 54 grados para el níquel y el cobalto respectivamente, mientras que los contenidos de hierro en el mineral de SESO fueron 22 grados más homogéneos que en la minería tradicional.

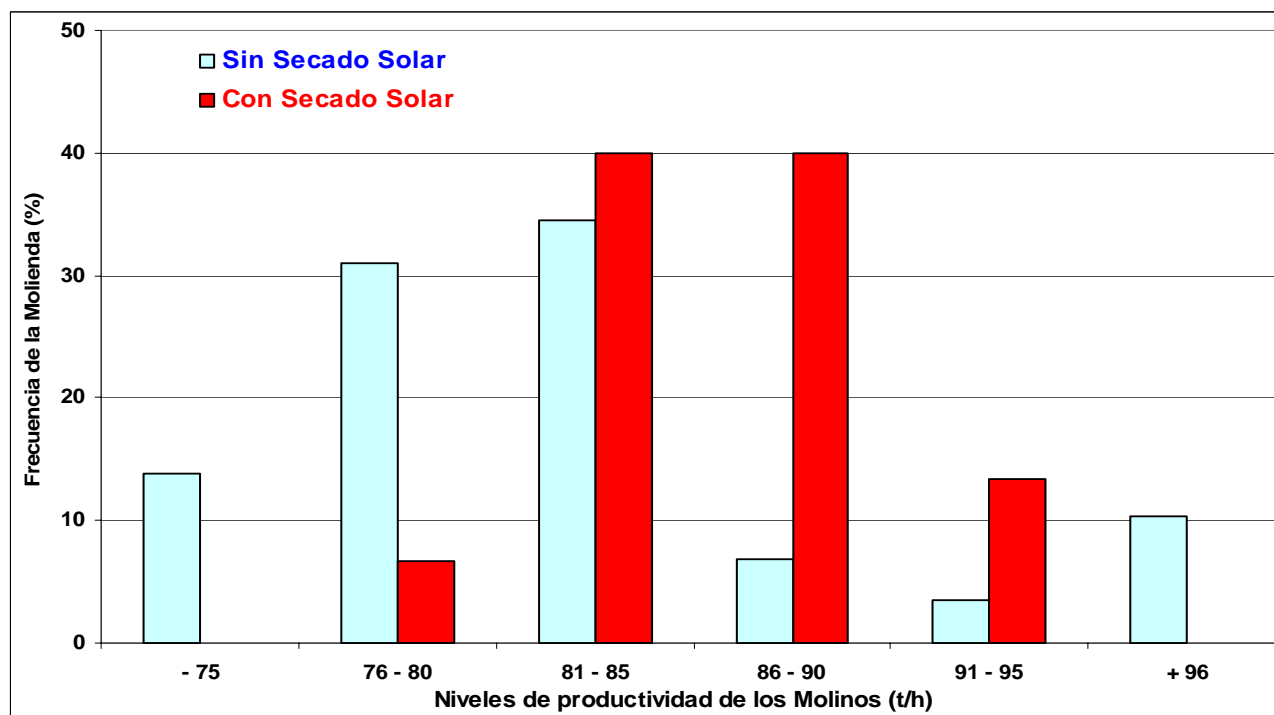


Fig. 4 Niveles de productividad de los molinos durante el periodo de prueba, tratando mineral de los depósitos de secado solar y minerales tradicionales.

Tabla XI Grados de homogeneización para la SM8 durante la corrida industrial de Secado Solar.

Mineral alimentado a los silos después de la molienda	Homogeneización (grados)		
	Ni	Co	Fe
Sin SESO	47.2	-9.3	49.1
Con SESO	61.3	45.1	71.0

Durante la corrida de mineral de los depósitos de secado solar, especialistas del laboratorio analítico de la Empresa Che Guevara efectuaron pruebas para evaluar el arrastre de material durante el proceso de secado y el reciclaje del polvo, durante la realización de esta prueba las condiciones de operación de los secaderos 1, 5 y 6 se mantuvieron lo más estable posible (Ver la tabla XII), las determinaciones de humedad durante esta prueba en el mineral alimentado promediaron 35.9%, en correspondencia con el valor de las determinaciones del CEINNIQ 35.94%.

Tabla XII. Condiciones de operación de los secaderos durante la prueba de reciclo.

Secadero	Temperatura de los gases (°C)	Velocidad de Alimentación
Secadero # 1	84-85	740-750 r.p.m.
Secadero # 5	83-86	740-750 r.p.m.
Secadero # 6	82-86	740-750 r.p.m.

Se efectuó una prueba para medir el arrastre y reciclo de los minerales de secado solar en los secaderos, en el transcurso de la misma los secaderos descargaron un total 445.44 toneladas, lo que representa una productividad de 148.48 toneladas por hora, lo que representa un reciclo de 49.10 toneladas. La productividad de los secaderos por turnos osciló entre 104 y 117 toneladas por hora.

#### Procesamiento en Hornos de Reducción de mineral tradicional y secado a Sol.

Los resultados generales del muestreo para la caracterización de la composición cualitativa del mineral alimentado a los Hornos de Reducción en ambos periodos se muestran en la tabla XIII,

donde se puede observar que la composición química del mineral procesado sin SESO fue superior en cuanto a contenidos de níquel, cobalto y hierro e inferior en sílice y magnesio, que con SESO, lo cual influye de forma general en la obtención de altas extracciones de níquel y cobalto. Sin embargo comparando el promedio de los dos periodos las extracciones de níquel y cobalto fueron más estables y relativamente inferiores, aunque en momentos determinados turnos del periodo en que se proceso mineral con SESO se lograran mayores niveles de extracción de níquel y cobalto para similares condiciones de operación en los hornos y con muy similares contenidos químicos que en algunos turnos de minería tradicional, sin SESO (Ver tabla XIV).

Tabla XIII Valores medios del contenido químico y las extracciones en el proceso de reducción durante la corrida industrial de secado solar en ambos periodos con sus niveles de homogeneidad.

Mineral alimentado	Extracciones (%)		Contenidos químicos promedios (%)				
	Ni	Co	Ni	Co	Fe	SiO <sub>2</sub>	Mg
<b>Sin SESO</b>	82.8	64.3	1.28	0.109	39.4	10.1	5.4
<b>Con SESO</b>	80.6	61.9	1.26	0.107	37.6	11.5	6.7
<b>Homogeneización HR-1 (grados)</b>							
	Ni	Co	Ni	Co	Fe	SiO <sub>2</sub>	Mg
<b>Sin SESO</b>	72.4	-5.7	59.5	21.3	60.5	-37.4	-79.0
<b>Con SESO</b>	80.0	-4.5	64.6	30.4	68.9	48.6	20.1

Tabla XIV. Extracciones de níquel y cobalto con la caracterización química y granulométrica, el consumo de petróleo y los niveles de homogeneidad del mineral para los datos agrupados por el contenido de hierro en ambos periodos durante la corrida a escala industrial.

Extracción (%)		Composición Química (%)					Composición Granulométrica (%)			Consumo de Petróleo (Kg/t)	Homogeneidad del mineral (grados)
							+100	+200	-200		
Ni	Co	Ni	Co	Fe	SiO <sub>2</sub>	Mg					
Resumen de los días del procesamiento de minerales sin Secado solar											
80.5	58.3	1.30	0.108	37.7	11.81	6.52	7.28	6.18	86.54	83.50	-17.5
82.0	66.8	1.28	0.112	38.6	10.54	5.89	6.94	5.98	87.09	78.73	-9.3
84.3	65.0	1.28	0.111	39.4	10.08	5.34	7.55	6.02	86.41	79.29	12.4
82.9	64.8	1.28	0.106	40.1	9.39	4.70	7.50	6.94	85.56	79.23	-7.3
84.0	64.1	1.23	0.102	41.9	8.07	3.81	7.55	6.64	85.81	73.15	28.7
Resumen de los días del procesamiento de minerales con Secado solar											
79.2	56.4	1.29	0.111	36.2	12.66	7.69	7.58	6.23	86.23	81.28	21.3
78.8	58.8	1.25	0.110	37.2	11.66	6.63	7.54	5.83	86.76	77.92	28.2
82.8	66.7	1.23	0.106	37.7	11.22	6.59	7.32	6.71	86.28	83.88	64.5
80.7	63.1	1.27	0.102	38.2	11.13	6.47	6.98	6.11	86.91	81.30	50.2
81.3	64.4	1.25	0.108	38.7	10.71	6.14	7.29	5.87	86.84	82.37	68.4

En la tabla XIV se puede observar como para minerales de similares composición química tratados con SESO se logran extracciones superiores que por la minería tradicional, incluso operando los hornos con similares consumos de petróleo.

Obsérvese en tabla XVI que las dos filas con letras en negritas las cuales representan los datos de dos grupos de turnos donde los contenidos químicos y granulométricos del mineral, así como el consumo de petróleo en los Hornos de Reducción son muy similares, efectuando que grupo del mineral procesado con SESO porta 1.23% de níquel por 1.30% de níquel en el grupo de turnos que se proceso sin SESO en la minería. Sin embargo las extracciones de níquel y cobalto son superiores en 2.3 y 8.4% respectivamente para el procesamiento durante el tratamiento de los minerales en los depósitos de secado solar. Esta diferencia solo la explica la diferencia de los niveles de homogeneización del mineral abastecido a los hornos, como se muestra en la última columna de la

tabla, donde la homogeneización con SESO es 82 grados superior a la homogeneización sin SESO en ese grupo de casos estudiados.

La dependencia de la homogeneización para lograr altas extracciones de níquel y cobalto durante la reducción se confirman en los datos de la Tabla XV, donde se muestra un resumen de las extracciones de níquel y cobalto y las características más significativas del mineral alimentado a los hornos de reducción en el mes de octubre del 2003. Obsérvese igualmente que en minerales con bajos contenidos de hierro, entre 37 y 39% y sin previa homogeneización no es posible lograr altas extracciones, aunque se mantenga un perfil diferenciado en Hornos con altos consumos de petróleo.

Tabla XV. Extracciones de níquel y cobalto según la composición química y granulométrica del mineral en los meses de octubre y noviembre del año 2003.

Extracción (%)		Composición Química (%)					Composición Granulométrica (%)			Consumo de Petróleo (Kg/t)	Homogeneidad del mineral (grados)
Ni	Co	Ni	Co	Fe	SiO <sub>2</sub>	Mg	+100	+200	-200		
82.0	61.3	1.26	0.115	37.3	10.41	6.37	5.65	7.06	86.03	83.88	14.8
81.4	58.5	1.26	0.115	38.3	10.25	5.78	5.66	7.15	87.08	82.44	5.5
81.8	61.1	1.26	0.118	38.9	9.61	5.32	6.08	6.95	86.97	83.28	-2.2
82.7	61.5	1.27	0.123	39.3	9.17	5.32	5.84	7.10	87.07	80.76	-6.4
82.6	58.8	1.29	0.125	39.6	8.41	4.55	6.25	7.03	86.72	81.12	-7.5
81.8	56.4	1.30	0.128	40.1	8.28	4.42	5.98	7.02	87.00	80.76	-12.4
83.4	59.8	1.28	0.130	40.5	7.71	4.43	5.72	7.19	87.00	81.72	2.8
84.1	62.5	1.27	0.127	40.9	7.75	4.30	6.22	7.12	86.66	79.08	12.7
83.5	60.9	1.27	0.132	41.4	7.38	3.95	5.67	7.10	87.23	79.44	7.5
83.6	61.2	1.26	0.127	41.9	7.19	3.76	5.74	7.03	87.22	81.00	1.9

#### Potencial de homogeneización y secado solar en los depósitos mineros.

El potencial de secado de la mina esta dado por las favorables condiciones meteorológicas durante casi todo el año, fundamentalmente desde finales de enero hasta finales de octubre, y las extensas áreas que actualmente tiene la mina donde se pueden construirse depósitos para el secado solar de los minerales de diferentes capacidades hasta totalizar una superficie de unas 50-90 Ha, (Estenoz 2003B).

En la presente prueba se validaron los resultados del citado estudio, el cual consideraba que respectivamente para secar los 6 millones de toneladas en base húmeda de masa minera requeridos cada año por la industria con alturas de las pilas entre 5.5 y 8.5 metros se necesitan entre 37 y 28 hectáreas en los campos de minas de la ECECG.

#### Generalidades de la prueba industrial de homogeneización y secado solar en la ECG.

El secado solar de los minerales lateríticos en la región de Moa es viable técnico-económicamente en el campo de minas de la ECECG y con la aplicación de esta tecnología se puede:

- ✓ Aumentar el rendimiento y productividad del equipamiento al desligar el laboreo de las excavadoras con la formación de la calidad en un flujo único hacia planta de preparación de mineral.
- ✓ Homogenizar la calidad de los minerales extraídos compensando sus defectos naturales;
- ✓ Regular la calidad en la salida del proceso de beneficio de la planta de preparación de mineral;
- ✓ Ahorrar petróleo con el aumento de la productividad de los secaderos.
- ✓ Ahorrar energía eléctrica con el aumento de la productividad de los molinos.
- ✓ Aumentar la producción de níquel y cobalto con el aumento de las extracciones en las plantas de reducción y lixiviación como resultado de una mejor homogeneización de la composición química y granulométrica de los minerales a procesar.

## CONCLUSIONES

### Minería

1. La productividad del equipamiento minero desde los depósitos mineros se incrementó en un 12-17% con respecto a las operaciones normales para el mismo recorrido y entre 5-7% con respecto al acarreo directo desde los frentes mineros hacia el objeto 01.
2. Durante la alimentación de mineral desde los depósitos de Secado Solar se alcanzaron 70.8 grados de homogeneización más de la composición química del mineral que en los periodos con minería tradicional. Para el níquel se elevó de 27 a 72 grados con SESO, mientras que para el hierro ascendió de -2 a 42 grados de homogeneización parcial.
3. Para realizar la minería fue necesario completar las 7 mil toneladas de mineral sin secar desde los depósitos de secado solar con 4 mil toneladas secadas al Sol, lo cual se logró con el incremento de la rotación de todos los frentes de carga en los depósitos, para homogeneizar al máximo posible los contenidos de humedad. Como resultado se obtuvieron los más altos niveles de homogeneización para níquel y hierro en la entrada a secaderos con valores de 83 y 64 grados respectivamente, unos 10 ó 12 grados superiores al resto de los días en que se alimentó mineral de los depósitos de SESO.

### Preparación de mineral.

1. El material rechazado en las cribas de 120 y 150mm de la planta de preparación de mineral salió muy limpio, la cantidad del mismo osciló entre el 7 y 14% de la media tradicionalmente, para rebasar ligeramente las 290 toneladas en 5 días, por unas 2000 ó 2400 toneladas que deberían haberse rechazarse con la minería tradicional. La reducción de la cantidad de material rechazado con SESO se debe al desmenuzamiento de los minerales durante su remoción en los depósitos mineros durante el secado solar.
2. Por no reducirse la apertura de las cribas al proceso metalúrgico entraron unas 1800-2000 t de material estéril con bajos contenidos de hierro y elevados contenidos de sílice y magnesio. Los oscilaron entre 5 y 12% para el hierro, mientras que para la sílice y el óxido de magnesio estos oscilaron entre 24 y 37%.
3. El valor promedio obtenido por la SM-2 y la SM-3 de la ECG mostró 37.35 y 37.70 % de humedad respectivamente, lo cual no representa el comportamiento de la productividad y el los ahorros de petróleo en los secaderos, mientras que el valor obtenido por el muestreo del CEINNIQ de 35.27 % y corresponden mejor con los rendimientos del mineral en el proceso fabril.
4. Durante las 119 horas de alimentación de mineral desde los depósitos de secado solar hacia la planta de preparación de mineral y sus galerías se produjeron 29 paros en la alimentación, los cuales sumaron 26 horas y 10 minutos, además se produjeron otros 6 paros o demoras por espacio de otras 10 horas y 35 minutos. Todo lo cual representó que el 31% del tiempo de la corrida de minerales con SESO estuvo truncada la alimentación a secaderos.

### Secadero y Molienda

1. La humedad promedio del mineral alimentado de los depósitos de secado solar durante las 119 horas fue 35.27% mientras que con el mineral tradicional fue de 38.1%, representando una disminución de 2,83%.
2. La humedad media del mineral en la salida de los secaderos fue de 3.51% con SESO y 4.67% sin SESO, con una diferencia de 1.17% lo cual está dado por el sobre secado del mineral durante la corrida con SESO, como producto de los relativamente bajos niveles de alimentación que se pudieron lograr a los secaderos por los paros del objeto 01 durante las tupiciones en el sistema.
3. Durante la alimentación de mineral con SESO se obtuvieron en tres turnos valores de humedad por debajo de 34%, promediando estos 33.83% y tres turnos con más de 36%, los cuales promediaron 36.23%, mientras los restantes 9 turnos promediaron 35.43%.

4. La productividad general de los secaderos fue de 110.2 toneladas por hora durante el secado de mineral de los depósitos; mientras durante el secado del mineral tradicional fue de 97.2 toneladas por hora.
5. Durante los 15 turnos de alimentación de mineral de los depósitos la productividad de los secaderos se mantuvieron por encima de las 100 toneladas por hora, donde más del 50% de los turnos obtuvieron productividades superiores a las 106 toneladas por hora.
6. Como resultado de los derrames de mineral en el transportador # 8 no se aprovecharon al máximo los más bajos niveles de humedad en cada turno, en el orden de los 33.7%, lo cual limitó los volúmenes de mineral en la alimentación de los secaderos.
7. Durante el procesamiento de minerales de SESO se redujeron los consumos específicos de petróleo en 3.76 kilogramos por tonelada de mineral procesado con respecto al procesamiento de minerales tradicionales.
8. El sobre secado del mineral se aprecia a pesar de las altas productividades en los secaderos, en la disminución de la humedad a la salida de los secaderos, en las muestras SM-4, las cuales promediaron 4.2% durante las más altas productividades por 4.8% en el resto de los turnos, según los datos de la Intranet de la ECECG.
9. La productividad de los molinos también fue superior en los turnos con mineral de los depósitos de SESO, alcanzándose 85.45 toneladas por hora contra 81.87 en los días que se alimentó mineral directamente desde de las excavadoras.
10. La productividad de los molinos fue para el 75% de los casos superior a 81 toneladas por hora con el mineral de los depósitos contra solo un 40% en el caso de los minerales tradicionales.
11. El arrastre de material fino durante los días en que se alimentó mineral de los depósitos de secado solar fue de 48% un 12% superior al promedio tradicional de la planta de secaderos de la empresa.
12. El ahorro de petróleo en los procesos de secado y molienda durante el procesamiento de minerales de los depósitos de secado solar fue de 255 toneladas en las 119 horas.

### **Hornos de reducción**

1. La homogeneización general de la composición química del mineral a la entrada a los hornos de reducción fue 62 grados con el mineral de los depósitos de secado solar, por 15.3 grados en los días tradicionales, alcanzándose 84.5 y 78.1 grados para el níquel y el hierro respectivamente.
2. Los contenidos de hierro alimentados a hornos durante con minería tradicional oscilaron entre 37 y 42% con 11.8% y 8% de Sílice, de ellos el valor medio de los 6 turnos más bajos fue de 37.7% de hierro alcanzando extracciones 80.5% en níquel y 58.3% en cobalto y consumos de petróleo general de 81.28 kilogramos por tonelada.
3. Los contenidos de hierro durante la corrida con secado solar fueron bastante bajos y fluctuaron entre 36 y 39%, mientras que los tres turnos más bajos, promediaron 36.2% de hierro, 12.7% de sílice y 7.7% de magnesio alcanzándose extracciones para níquel de 79.2%, cobalto de 56.4% y consumos de petróleo de 81.28 kilogramos por tonelada. Los tres turnos que mejores extracciones obtuvieron promediaron un consumo de petróleo de 83.9 Kilogramos por tonelada de mineral y extracciones de 82.8% para níquel y 66.7% para el cobalto, con contenidos medios de hierro de 37.7%.
4. Con la alimentación de mineral de SESO se lograron en 6 turnos para minerales con bajos contenidos de hierro (37.7%) 2.3 y 8.4% más de extracciones de níquel y cobalto respectivamente, como resultado de los altos niveles de homogeneización en el mineral alimentado a los hornos de reducción.
5. La implementación del secado solar de los minerales sin un beneficio de las menas consecuente con los procesos de reducción y lixiviación tendría un efecto limitado sobre las extracciones de níquel y cobalto, incluso con relativamente altas homogeneizaciones de la composición química de las menas y mejor molienda de las serpentinas con su respectiva estabilidad en la fineza.



## RECOMENDACIONES

1. Se recomienda para homogeneizar los minerales dirigir progresivamente toda la masa minera extraída hacia los depósitos mineros para su clasificación y evacuación posterior hacia el objeto 01 desde varias pilas simultáneamente y lograr mejor compensación cualitativa.
2. Para mejorar el beneficio de los minerales y la salida de un rechazo limpio se recomienda para la alimentación de minerales procesados en los depósitos de secado solar y/o homogenización reducir la apertura de las cribas de la planta de preparación de mineral de la siguiente forma:
  - ✓ Cerrar las cribas hasta de 70 a 80mm para minerales con 34-35% de humedad.
  - ✓ Reducir las cribas hasta 40-50mm para minerales con menos de 30-32% de humedad.
3. Modernizar los sistemas de transportación de la planta de preparación de mineral en la descarga del TR-4A, TR-4B y TR-2 para no tener que alimentar agua al flujo de mineral seco.
4. Para evitar el derrame de minerales desmenuzados en la transportación por los TR-7 y 8 se recomienda convertir estos transportadores de planos a cóncavos.
5. Se recomienda para próximas corridas incrementar la homogeneización del mineral a más de 90-92 grados para evaluar el comportamiento de las extracciones de minerales saprolíticos y limoníticos en reducción y lixiviación.
6. Se recomienda realizar pruebas con minerales a diferentes niveles, en cada turno, de humedad desde 37 hasta 30% para determinar la adherencia del mineral en las instalaciones de preparación de mineral y los niveles de empobrecimiento y rechazo de rocas estéril en las cribas de 150, 120 y otras en la planta de preparación de mineral.
7. Construir las cuchillas de 2.8m diseñadas entre especialistas de la ECG y el CEINNIQ e instalarlas en las retroexcavadoras para optimizar el remonte y remoción en el secado solar.

## AGRADECIMIENTOS

Agradecemos la constancia y ayuda técnico-profesional de la dirección de la Unida Básica Minera de la ECECG en particular Alfredo Donatién Carbonell, Director; Nicolás Batista Castro, Jefe de Producción; Arturo Arderi García, Jefe del Dpto de Geología y Control de la Calidad; Antonio Cutiño Jiménez, Jefe del Dpto. Técnica; a los especialistas Lázaro Fernández Martínez, Flor A. Bove Villa, Caridad Reynosa Hernández, Alberto Heat Luis, Maria I. Garcia de la Cruz, Antonio Perdomo Suarez, Ramón Tellez Pérez, Caridad Reynosa Hernández y otros muchos trabajadores de la mina.

Igualmente queremos agradecer a la dirección técnica y general de CUBANIQUEL por el respaldo y la integración de las partes, medios y recursos para alcanzar estos resultados, en particular a los especialistas Servando Coello de la Rosa, Juan Estevan Pedroso Collazo, Agustin Miranda, Alcides Reyes Camacho, a nuestro Director General, Ricardo González Sánchez y otros valiosos compañeros de la corporación.

A todos ustedes y a otros tantos, imposibles de mencionar aquí, Muchas Gracias!

## BIBLIOGRAFÍA

- Estenoz, S., 1997, "Procedimiento de homogeneización para apilamiento y recogida de materiales a granel e instalación requerida", patente CU22513. OCPI, La Habana.
- Estenoz S., 1999, "Incremento y regulación de la eficiencia económica del complejo minero-metalúrgico", Informe Final de Proyecto de I+D, CIL, Moa.
- Estenoz S., N. Pérez y E. Rondón, 1999, "Procedimiento de homogeneización y secado solar de materiales a granel e instalación requerida", Patente cubana No. 20828, OCPI, La Habana.
- Estenoz, S., 2001, Procedimiento y equipo para secado solar de materiales a la intemperie, Solicitud de invención cubana No. 175, OCPI, La Habana.
- Estenoz, S., N., Pérez y E. Rondón, 2003A, Rondón, "Procedimiento de homogeneización y secado solar de materiales a granel e instalación requerida", patente CU222003-128, OCPI, La Habana.
- Estenoz S., N. Pérez, M. Espinosa et al, 2003B. Caracterización geoquímica del material de fondo en los yacimientos asignados a la ECECG, Informe de investigación, CEINNIQ, Moa
- Estenoz, S., M. Espinosa, N. Pérez et al, 2003C. Prueba de homogeneización y secado solar del mineral (Parte I): Centro de Investigaciones del Níquel, Cuba, Informe de Investigación, p. 24-48
- Estenoz S., N. Pérez, I. Ramírez et al, 2003D. Prueba de homogenización y secado del mineral (Parte II y III), Informe parciales de investigación, CEINNIQ.
- Estenoz S., N. Pérez, I. Ramírez et al, 2004. Primer estudio de control del muestreo realizado en las pilas de secado solar, Informe de Investigación CEINNIQ, Moa.
- Estenoz S., L. Fuentes, N. Pérez et al, 2004, Estudio del muestreo del mineral en los depósitos de Secado Solar, Informe de Investigación CEINNIQ, Moa.
- Estenoz, S., N., Pérez y M. Espinosa, 2004. Uso de las energías renovables en la industria cubana del níquel, evento CUBASOLAR-2004, Guantánamo, Cuba.
- Estenoz S., N. Pérez, A. Del Toro et al, 2004. Estudio de variabilidad de la calidad del mineral en la ECECG, Informe de investigación, CEINNIQ.
- Estenoz, S. et al. 2005. Valoraciones técnicas y estrategia para las ofertas y contrataciones con FAM en la expansión minera en la ECECG, Moa.
- Estenoz S. M., N. Pérez, I. Ramírez et al, 2004. Secado solar y homogeneización de minerales a la intemperie en la industria cubana del níquel, Memorias del Evento CUBASOLAR-2006, Hanabaniilla, Villa Clara.
- Estenoz S. M., A. Alderí, N. Batista, A. Donatién et al 2005. Resultados en la industria minera del secado solar y la homogeneización de minerales en pilas a la intemperie. Memorias en CD del Evento CIEMA'05, UO-CEEFE, Santiago de Cuba.
- Estenoz S., et al. 2005. El secado solar a la intemperie y la homogenización de perfiles lateríticos. Tecnologías por el desarrollo sostenible, Memorias del Evento: XXVI Convención Internacional de Minería, EXPOMIN-2005, Veracruz, México.
- Estenoz S., et al. 2006. La integración cultural y la popularización de las ciencias como actores del cambio para una minería sustentable, Memorias del Evento IV Jornadas por la Cultura Científica, La Habana, CITMA.
- Estenoz S, S. Azaharez y et al. 2006. Secado solar y aire de minerales y materiales a granel, Informe de cierre de proyecto 1243, CEINNIQ, Moa.
- Frommholz, W., 1983, Verfahren zum Aufschütten und gleichzeitigen Homogenisieren von Schüttgut in niner im wassentlichen endlosen Rundhalde, Patente Alemana No.3 011 349 (C2).
- George F. O.H. Murray and W.T. Halzhauer, 1969, Combination stockpiler reclaimer, Patent US, No.3 601 244.
- Meléndez V. y Tapia A., 2002, "Homogeneización de superpilas de mineral con la metodología Surcos Completos", ponencia en Nickel Cuba, Guardalavaca.
- Ferreti C., Grattarola G., 1991, "Stockyard Blending", Best of Bulk Solids Handling 1986-1991 (Stacking, Blending and Reclaiming), vol. B/94, pp. 13-25.
- Galetakis, M. y Kavouridis, K., 1999, "Homogenization of quality of lignite mined from the Ptolrmaes-Amynteon lignite basin", Tech. Chron. Sci. J, V, No 1-2, 41-52p.
- Majendíé R., S. Estenoz, M. J. Breffe et al, 2003. Evaluación Granulométrica del Mineral Sapolítico de Moa en la Planta Piloto del CEINNIQ, Informe de investigación, CEINNIQ, Moa
- Majendíé R., D. Cisneros, S. Estenoz et al, 2003. Secado y pre-reducción del mineral sapolítico de Moa con petróleo regular y diesel, Informe de investigación, CEINNIQ, Moa.



## PROPUESTA DE INDICADORES PARA EVALUAR EL DESEMPEÑO AMBIENTAL DE LA ACTIVIDAD MINERA EN LA BAHÍA DE MOA

**Yosbanis M. Cervantes Guerra, Allan Pierra Conde, Diosdani Guerrero Almeida**

*Instituto Superior Minero Metalúrgico de Moa "Dr. Antonio Nuñez Jiménez". Coloradas s/n, Moa, Holguín. Cuba. C.P. 83329. Email. [ycervantes@ismm.edu.cu](mailto:ycervantes@ismm.edu.cu), [apierre@ismm.edu.cu](mailto:apierre@ismm.edu.cu), [dguerrero@ismm.edu.cu](mailto:dguerrero@ismm.edu.cu)*

### RESUMEN

La actividad minera busca de forma imperiosa la manera de entender, demostrar, y mejorar su desempeño ambiental, todo esto amparado bajo el concepto de Desarrollo Sostenible. Este solo es alcanzable con una gestión ambiental eficaz de sus actividades, productos y servicios, que por tratarse de la explotación de recursos naturales no renovables, tienen un impacto significativo. El proceso de evaluación del desempeño ambiental es una herramienta de gestión interna que proporciona continuamente a la empresa, información fiable y verificable para determinar si su proceder ambiental, está cumpliendo con los criterios y parámetros establecidos por las normas y políticas ambientales establecidas.

En este trabajo se desarrollan un conjunto de indicadores, de acuerdo con lo estipulado en la norma ISO 14031, con el fin de proporcionar a la empresa minera encargada de la extracción de Cienos Carbonatados en la bahía de Moa una metodología para evaluar el accionar minero en un ecosistema tan frágil como el que constituye la bahía. Los indicadores contribuyen a evaluar el estado actual del medio ambiente y los avances logrados hasta el momento en los diversos programas y políticas implementadas para tal efecto. Entre los principales logros que se alcanzan con la aplicación de estos indicadores para la evaluación del desempeño ambiental podemos citar: la identificación de los aspectos ambientales, la determinación de que aspectos serán tratados como significativos, establecimiento de criterios para un buen desempeño ambiental y la evaluación sistemática de estos.

### ABSTRACT

The mining activity searches in an urgent way to understand, to demonstrate and to better up its environmental performance, all this supported under the concept of sustainable environment. It is only attainable with an effective environment management of its activities, products and services, which have a significant impact because of the exploitation of unreplaceable natural resources. The evolution process of environment performance is a tool of internal negotiation that supplies continually reliable information to the company and it's possible to verify it later, in order to determine if its environment management is carrying out the parameters and discernments established by the environmental norms.

In this work a group of indicators are developed according to what is stipulated in ISO 14031 rule, with the purpose of proportionate to the mining company in charge of the mud extraction from Moa Bay a methodology to evaluate its mining work in a fragile ecosystem like the one from Moa Bay. The indicators contribute in evaluating the current state of the environment and profits obtained till now in the different politics and programs implemented purpose. Among the main profits with the application of this indicators for the evaluation of the environmental performance we can find: the certification of environmental aspects, what aspects will be treated as significant, criterion foundation to get a good environmental performance and the systemic evaluation of these one.



## INTRODUCCIÓN

La Evaluación de Desempeño Ambiental (EDA), constituye un proceso de gestión diseñado para suministrar a la empresa de forma continua información concreta y justificable para la determinación del desempeño ambiental y su cumplimiento.

Actualmente la minería es una actividad imprescindible para mantener el ritmo acelerado de desarrollo alcanzado por la humanidad, aunque se le atribuyen marcas indelebles al medio ambiente, pudiendo causar problemas de orden social, económico, político y cultural en el lugar donde se encuentra el yacimiento. Desarrollar una minería sostenible, y al mismo tiempo proteger el medio ambiente, es el gran desafío que nos convoca a evaluar periódicamente el desempeño ambiental de esta actividad como alternativa o vía para alcanzar tal imperativo.

El compromiso de la dirección de minas, es esencial para implementar la EDA. Este proceso debe ser ajustado al tamaño, la ubicación de las instalaciones así también se tendrán en cuenta sus necesidades y prioridades. La evaluación debe ser rentable y formar parte de las funciones y actividades habituales de la mina. La información generada por esta puede ayudar a los ejecutores o directivos a:

- determinar cualquier acción necesaria para alcanzar sus criterios del desempeño ambiental
- identificar aspectos ambientales significativos
- identificar oportunidades para mejorar la gestión de sus aspectos ambientales
- identificar tendencias en su desempeño ambiental
- incrementar la eficacia y eficiencia de la organización
- identificar oportunidades estratégicas

El informe y la comunicación interna de la información que describe el desempeño ambiental de la mina son importantes para ayudar a los empleados a cumplir con sus responsabilidades, permitiendo así el cumplimiento de los criterios o metas trazados por la empresa. La dirección también puede informar o comunicar esta información a otras partes interesadas. Este proceso debe ser controlado por la dirección de la mina periódicamente para identificar oportunidades de mejora.

### **Modelo propuesto para el proceso de Evaluación del Desempeño Ambiental .**

La evaluación del desempeño ambiental (EDA) es un proceso interno de gestión que utiliza indicadores para proporcionar información, comparando el desempeño ambiental pasado y presente de una empresa. Con el fin de describir el desarrollo ambiental de la empresa, la metodología debe ser diseñada sobre la base de un modelo de gestión, el cual sin duda alguna posibilitará la mejora continua en pos del desarrollo sostenible en la actividad extractiva. Este modelo debe ser sistémico y verificable, por su objetivo se debe sustentar sobre los principios de “Planificar-Hacer-Verificar-Actuar”.

Es un sistema de tareas imprescindibles para la realización de un correcto proceso de evaluación, todas las fases con una estructura definida, como:

#### a) Planificar

- planificación de la EDA;
- selección de indicadores para la EDA



b) Hacer

Uso de datos e información que incluye:

- la recopilación de los datos pertinentes para los indicadores seleccionados
- el análisis y la conversión de los datos en información que describa el desempeño ambiental de la organización
- la evaluación de la información que describe el desempeño ambiental de la organización en comparación con sus criterios de desempeño ambiental
- el informe y la comunicación de la información que describa el desempeño ambiental de la organización

c) Verificar y actuar

Sería la revisión y mejora del EDA en función de todo lo antes descrito.

## **Descripción por etapas del proceso de evaluación ambiental de la minería de Cienos Carbonatados**

### **Planificación.**

Para la planificación del proceso de evaluación, se deben tener en cuenta las principales características de la actividad que desempeña la empresa, así como la magnitud y alcance de los impactos generados por esta. Basándose este proceso principalmente en aspectos ambientales significativos como:

- ❑ Desaparición de la estructura natural y la biodiversidad florística en las áreas de extracción.
  - ❑ Destrucción de los hábitat de la fauna marina en las áreas de extracción .
  - ❑ Afectaciones parciales a los hábitat y migración de especies de la fauna marina en las zonas aledañas a las áreas de extracción debido al aumento de la turbidez de las aguas y al desplazamiento en el mar de los medios de explotación del yacimiento
  - ❑ Incremento de la dinámica de los procesos de erosión y sedimentación por migración de los sedimentos desde las zonas periféricas hacia las áreas de extracción y otras zonas deprimidas del fondo marino.
  - ❑ Incremento del arrastre de sedimentos desde las zonas de extracción y beneficio al canal del puerto y a la dársena.
  - ❑ Emisión de gases a la atmósfera a partir de los escapes de los motores de la draga y el remolcador.
  - ❑ Turbidez de las aguas en las zonas de extracción, beneficio y áreas aledañas durante las operaciones de dragado, transporte y beneficio del mineral.
  - ❑ Cambios en la morfología del fondo marino debido a la explotación del yacimiento.
  - ❑ Agotamiento de los recursos pesqueros del área por migración de las especies debido al dragado, transporte y beneficio del mineral.
  - ❑ Alteración de la estética del paisaje por las operaciones de dragado y transporte del mineral.
  - ❑ Beneficios económicos al país por el empleo del mineral extraído en la producción de sulfuros de níquel más cobalto.
  - ❑ Agotamiento del mineral útil extraído del yacimiento debido a su explotación.
- 
- Sus criterios de desempeño ambiental (Política ambiental)



La empresa como motor impulsor en la política de gestión ambiental en la región, promueve y establece estrategias y políticas con el fin de mejorar de forma ascendente y sostenible su desempeño ambiental. En este caso la subdirección de minas es la encargada de establecer y controlar las mismas.

- Los puntos de vistas de las partes interesadas

Como parte interesada se entiende que es el individuo o grupo, relacionado o afectado por el desempeño ambiental de la mina. Estas difieren ampliamente en su relación con la organización, en sus intereses en la misma, en sus contribuciones potenciales a la planificación de la EDA, en la manera de expresar y comunicar a la empresa sus intereses.

Métodos para identificar las partes interesadas:

- Estudios de informes, normas, regulaciones
- entrevistas
- comunicación directa con vecinos

La empresa debe considerar las circunstancias y características de sus partes interesadas en la selección y uso de métodos para conocer sus puntos de vista y sugerencias, tanto de manera directa como indirecta.

Métodos para identificar los puntos de vista de las partes interesadas:

- Estudios de informes, normas, regulaciones
- sugerencias de empleados
- reuniones y talleres
- entrevistas
- revisión de declaraciones públicas, programas internos e iniciativas de las partes interesadas
- seguimiento de la reglamentación y de sus tendencias
- comunicación directa con vecinos

En el estudio para la determinación o identificación de las partes interesadas se determinó una amplia gama de sectores que de una forma directa o indirecta están relacionados o afectados por la actividad minera, estos son:

1. Puerto Moa
2. CITMA
3. MIP (Empresa pesquera)
4. ONRM
5. Comunidad de Moa

Los Aspectos identificados como puntos de vistas por las diferentes partes interesadas fueron analizados atendiendo a sus principales intereses, los cuales se pueden agrupar en las siguientes categorías:

- intereses financieros
- intereses socio-ambientales





Luego de determinar las partes interesadas e intereses de las mismas, procedimos al levantamiento e identificación de los puntos de vistas por implicado. **Ver Tabla I**

Tabla I. Consideraciones a tener en cuenta para EDA, según las partes interesadas.

<b>Partes Implicadas</b>	<b>Interés financiero</b>	<b>Interés Socio-Ambientales</b>
Puerto Moa	<ul style="list-style-type: none"> <li>Ventajas comerciales</li> <li>Consumo de energía</li> <li>Pago por instalaciones</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Riesgos Ambientales</li> <li>Impactos Ambientales</li> <li>Cargas Ambientales</li> <li>Consumo de Energía</li> </ul>
CITMA	<ul style="list-style-type: none"> <li>Inversiones que mejoren el desempeño ambiental</li> <li>Costos del cumplimiento de legislación Ambiental</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Salud y seguridad</li> <li>Riesgos Ambientales</li> <li>Impactos Ambientales</li> <li>Producción de desechos</li> <li>Biodeversidad</li> <li>Sustentabilidad</li> <li>Requisitos legales y reglamentarios</li> <li>Consumo de recursos</li> <li>Iniciativas ambientales</li> <li>Desempeño Ambiental</li> </ul>
MIP	<ul style="list-style-type: none"> <li>Impacto asociado a responsabilidad ambiental</li> <li>Iniciativas ambientales positivas</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Riesgos Ambientales</li> <li>Impactos Ambientales</li> <li>Biodiversidad</li> </ul>
ONRM	<ul style="list-style-type: none"> <li>Gestión y cuantía de los recursos minerales</li> <li>Inversiones que mejoren el desempeño ambiental</li> <li>Costos del cumplimiento de la legislación minera</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Salud y seguridad minera</li> <li>Riesgos ambientales</li> <li>Incidentes ambientales</li> <li>Compromisos ambientales</li> <li>Desarrollo sostenible</li> <li>Requisitos ambientales</li> </ul>
Comunidad de Moa	<ul style="list-style-type: none"> <li>Cuantía de los costos ambientales</li> <li>Impactos financieros asociados a responsabilidad ambiental</li> <li>Iniciativas ambientales</li> <li>Inversiones que mejoren el desempeño ambiental</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Salud</li> <li>Riesgos ambientales</li> <li>Impactos sobre calidad de vida</li> <li>Impactos ambientales</li> <li>Biodiversidad</li> <li>Cumplimiento de los requisitos ambientales, legales</li> </ul>

### **Selección de Indicadores para la Evaluación del Desempeño Ambiental en la extracción de Cienos Carbonatados.**

En Cuba se tienen interesantes experiencias en la utilización de indicadores ambientales aplicados a la minería, como es el caso del Instituto Superior Minero Metalúrgico de Moa (ISMM), donde se han gestado varios indicadores para el desarrollo sostenible de la actividad minera, entre sus principales exponentes encontramos el trabajo realizado en opción al grado científico de Doctor en Ciencias, del



profesor del departamento de minas Diosdanis Guerrero Almeida, el que propone un conjunto de indicadores que se sustentan de las cuatro dimensiones tradicionalmente asociadas al concepto de desarrollo sostenible: la ambiental, la económica, la social y la institucional, aplicado al desarrollo minero de la región de Moa.

En la tesis en opción al grado de master en protección del medio ambiente el ingeniero Marlon Menéndez, propone una serie de indicadores de sustentabilidad para complementar y validar una metodología en el minado del yacimiento de Cienos Carbonatados en la bahía. Estos indicadores aportan una serie de elementos que se deben tener en cuenta para el aprovechamiento racional y integral de los recursos minerales, aunque no maneja las cuestiones relacionadas con los principales impactos ocasionados por la actividad. Estos estudios constituyen un paso de avance en la materia de indicadores ambientales aplicados al sector minero, con aportes encaminados al desarrollo de la actividad y su accionar en el medio.

Sin embargo sigue siendo un imperativo del sector minero, encontrar una herramienta eficaz, para evaluar sistemáticamente el desempeño de sus actividades y la mejora continua de los principales procesos llevados a cabo para la extracción y beneficios del mineral.

Desde hace unos años en las Evaluaciones y Estudios Ambientales se han utilizado los indicadores e índices ambientales como herramientas básicas para conocer y analizar el comportamiento ambiental del sector productivo con miras a optimizar los controles ambientales.

Es por eso que se está proponiendo en este trabajo la utilización de ciertos factores o parámetros ambientales, los cuales tienen como característica presentar un rango de comportamientos en función de sus propiedades intrínsecas, ó en función de las presiones ejercidas por la actividad minera en la bahía.

El desarrollo a nivel mundial de los indicadores ambientales para la minería se ha dirigido hacia la consecución de tres objetivos fundamentales:

- Garantizar el aprovechamiento sostenible de los recursos.
- Conservar la integridad de los ecosistemas.
- Proteger la salud humana y el bienestar de la población.

La complejidad de la problemática que se aborda en el contexto ambiental actual, pone de manifiesto la necesidad de actualizar de manera permanente la información y el diseño de mecanismos que permitan su ágil y comprensible acceso, indispensable para la formulación de políticas y la toma de decisiones oportunas. Es así como los indicadores ambientales se constituyen en una herramienta para suplir dicho requerimiento.

## **Definición de Indicadores para Evaluar el Desempeño Ambiental en la Minería**

### **Indicadores.**

La palabra indicador viene del verbo latín *indicare*, que significa mostrar, anunciar, estimar o asignar un precio. Los indicadores ambientales para la actividad minera son parámetros (p.e., una medida o propiedad observada), o algunos valores derivados de los parámetros (p.e., modelos), que proporcionan información sobre el estado actual de los ecosistemas, así como patrones o tendencias (cambios) en el estado del medio ambiente, en las actividades mineras que afectan o están afectadas por el ambiente, o sobre las relaciones entre tales variables.



También se definen los indicadores como hechos de carácter cuanti y cualitativo que expresan alguna forma de variable requerida, representando las características de calidad, fragilidad e importancia de un elemento o componente ambiental.

Son parámetros que señalan el estado actual de los elementos de un ecosistema, deben cumplir con una serie de estadísticas para su valoración y uso. Deben ser modelos empíricos de la realidad ambiental, cuyos valores y objetivos se pueden verificar. Constituyen variables, en lo posible verificables, que representen las características de calidad, fragilidad e importancia de un elemento o componente ambiental.

Los indicadores de Desempeño Ambiental en la Minería (IDAMs) son un conjunto de indicadores que proporcionan, resumen, determinan, la información necesaria para valorar la influencia del desarrollo minero y su implicación ambiental. Los IDAM deben tener un conjunto de características significativas como:

- Aplicables a los ecosistemas y ambientes sociales y culturales de la región.
- La recolección de los datos no debe ser difícil ni costosa.
- Deben ser los adecuados para el nivel de agregación requerido.
- Las mediciones deben tener temporalidad.
- Deben representar el sistema analizado.
- Deben ser sensibles a los cambios, manifestando tendencias.
- Deben incluir patrones biológicos.
- Deben permitir la comparación con valores patrones o condiciones extremas.
- Deben facilitar el análisis entre los procesos de evaluación y la asignación de los pesos.
- Debe relacionarse a cada efecto.
- Debe señalar los cambios debidos a los efectos ambientales.
- Deben ser de baja variabilidad natural.
- Debe tener experiencia como indicador en estudios similares
- Contar con validez conceptual
- Tener un grado de correlación con otros indicadores
- Debe permitir la toma de decisiones rápidas, técnicas e idóneas.
- Permite controlar aspectos estratégicos y no de todo el sistema.

Para la evaluación del desempeño ambiental de la actividad minera en la extracción de Cienos Carbonatados deben de manejarse dos categorías de indicadores, estos al igual que los propuestos por la NC-ISO 14031:2005, son:

- Indicadores de Desempeño Minero Ambiental (IDMAs)
- Indicadores de Condición Ambiental (ICAs)

Los IDMAs son aquellos que expresan específicamente la información sobre el desempeño ambiental de el proceso minero. Estos indicadores son la suma de dos grupos de indicadores que se encargan de demostrar el esfuerzo de la dirección para influir en el desempeño ambiental de las operaciones en la empresa y otros que informan el desempeño ambiental de las operaciones mineras, es decir:

- Los indicadores del desempeño de gestión (IDGs)
- Los indicadores del desempeño operacional minero (IDOMs)



Los IDGs albergan toda la información concerniente a la gestión ambiental de la empresa incluyendo, las políticas, el personal, las actividades de planificación, las prácticas y los procedimientos industriales y ambientales en todos los niveles de la mina, así como las decisiones y acciones asociadas con los aspectos ambientales de la entidad. Los esfuerzos realizados y las decisiones tomadas por la dirección de minas pueden afectar al desempeño de las operaciones de la empresa y por lo tanto pueden contribuir al desempeño ambiental global de la misma.

Estos indicadores proporcionan información relevante en cuanto a la capacidad y los esfuerzos de la empresa para gestionar temas tales como formación profesional, requisitos legales, utilización eficiente de los recursos minerales, administración de los costos ambientales, compras, documentación o acciones correctivas que tengan o puedan tener influencia en su desempeño ambiental. Los mismos facilitan la evaluación de los esfuerzos, de las decisiones y de las acciones de la dirección para mejorar el desempeño ambiental.

Los IDMOs proporcionarán a la dirección la información necesaria sobre el desempeño ambiental de las operaciones de la mina (**Ver figura 1**). Estos están relacionados principalmente con:

- extracción de recursos minerales
- el suministro de mineral a la planta de beneficio (incluye: carga-transporte-descarga)
- energía utilizada en el proceso
- las instalaciones y el equipamiento minero
- salida o productos (mineral beneficiado listo para ser utilizado en el proceso industrial, escombros, descargas a la dársena del puerto)



**Figura 1.** Operaciones mineras de la Empresa (descripción general)

Los ICAs son indicadores que proporcionan información sobre las condiciones ambientales existentes en el medio donde se desarrolla la actividad y son muy sugerentes a la hora de identificar los impactos de dicho accionar sobre el medio, y así apoyar la planificación e implementación de la EDA.

Todos estos indicadores responden al modelo propuesto por Environment Canada y la OCDE, el sistema Presión (P), Estado (E), Respuesta (R), este posee una estructura muy usada a escala mundial, ya que organiza información ambiental. Es un modelo en el que se ven actividades humanas como productores o generadores de presiones, ya que pueden afectar el estado del medio ambiente, en donde la sociedad debe responder cuando estos cambios ambientales son negativos. **Ver figura 2.**



**Figura 2.** El modelo (P - E - R), pertenece a los llamados Sistemas de Información Ambiental

El contenido de un sistema de este tipo, incluye: información cualitativa y cuantitativa, datos georeferenciados, estadísticas, índices, mapas y proyección de indicadores en tiempo.

El modelo intenta responder:

- Qué actividad está afectando el medio ambiente?
- Cuál es el estado actual del mismo?
- Qué se está haciendo para mitigar y resolver estos problemas ambientales?

Las decisiones y acciones de la dirección de una empresa están estrechamente relacionadas con el desempeño de sus operaciones.

### **Propuesta de indicadores de desempeño ambiental.**

Los indicadores propuestos para la EDA fueron seleccionados como un medio para presentar la información ambiental de una manera más comprensible y útil. Estos ayudan a convertir los datos pertinentes en información concisa sobre los esfuerzos de en el desempeño ambiental de la empresa.

El número de indicadores seleccionados refleja la naturaleza y magnitud de las operaciones de la empresa. Esta selección determinó qué datos deben utilizarse. Para facilitar este esfuerzo, la dirección utilizará datos ya disponibles y recopilados por estudios realizados anteriormente.

### **Indicadores de Condición Ambiental ( ICAs ).**

La condición ambiental puede cambiar con el tiempo, producto a cambios de tecnologías, nuevas medidas encaminadas a la solución de problemas ambientales o por eventos naturales específicos. Aunque los ICAs no son medidas de impacto ambiental, los cambios en estos pueden proporcionar información útil sobre las relaciones entre la condición ambiental y las actividades mineras que se ejecutan.

**Indicadores Geológicos:** Se definen como magnitudes y tendencias de los procesos geológicos y fenómenos de esta índole que ocurren en periodos de tiempos relativamente cortos en la escala geológica, cerca de la superficie terrestre, sujeto a variaciones de importancia para entender los rápidos cambios ambientales. Existen varias clasificaciones para definir los geoindicadores:

- Geomorfológicos
- Geodinámicos



## - Geotécnicos

Los geoindicadores sirven para evaluar:

- La influencia de los procesos geológicos sobre el Hombre
- La influencia del hombre sobre los procesos geológicos

Entre estos indicadores tenemos :

**Morfología del fondo marino:** como consecuencia de la explotación del yacimiento de cienos carbonatados se han producido alteraciones en el medio ambiente relacionadas con cambios en el relieve del fondo marino, lo cual trae acarreado consigo la alteración de otros procesos naturales en la bahía.

**Procesos geodinámicos:** el yacimiento se encuentra en la zona infralitoral, la cual comprende la porción de los fondos más cercana a las tierras emergidas, y es afectada intensamente por la acción de las olas y las corrientes, especialmente durante las tormentas. Producto a la extracción de Cienos del fondo marino, se incrementa la dinámica de los procesos de erosión y sedimentación pues la morfología y la batimetría del fondo controlan, de manera efectiva el proceso sedimentológico al influir sobre la distribución energética del medio.

**Inestabilidad en los taludes de corte:** los trabajos mineros conducen a la formación de espacios en la corteza terrestre, que producen la alteración del equilibrio que existe en el macizo rocoso, las características del sistema de explotación minero en el yacimiento de Cienos Carbonatados, contribuye a la creación o formación de taludes inestables en el fondo de la bahía. Esto presupone un riesgo que se manifiesta en la ocurrencia de deslizamientos, estos últimos no son monitoreados por el sistema establecido en la empresa. No se conoce el grado de estabilidad, ni la probabilidad de falla de estos.

El conocimiento y control de los peligros geoambientales contribuye a eliminar los efectos de una minería que no cuenta con tecnología apropiadas para la extracción mineral, estos sin lugar a dudas inciden y afectan al medio ambiente.

Indicadores físico – químicos: Son indicadores que describen las condiciones físico – químicas del agua marina y los sedimentos superficiales en el entorno del yacimiento. También son parámetros que se monitorean anualmente y se tiene numerosa información como para evaluar los registros actuales con los obtenidos anteriormente, esto sin lugar a dudas mostrará el comportamiento de dichos parámetros y su tendencia. Estos indicadores son:

### Agua Marina

- pH
- Temperatura
- Grasas y Aceites
- Sólidos sedimentables
- Materia flotante
- Oxígeno disuelto
- (DBO<sub>5</sub>)
- (DQO)
- Nitrógeno total (Kjeldahl) + Nitrato





- Fósforo total
- Coliformes fecales

#### Sedimento Superficiales

- pH
- Aluminio
- Bario
- Cadmio
- Cobalto
- Cromo
- Cobre
- Hierro
- Magnesio
- Níquel
- Plomo
- Zinc

Estos indicadores dentro del plan de monitoreo previsto (anual), le permitirán a la empresa evaluar su desempeño teniendo en cuenta los registros anteriores y esclarecer tendencias, medidas correctoras, identificar impactos, etc.

Indicadores Climáticos: Son variables de las condiciones atmosféricas en cuanto a composición y presencia de ciertos contaminantes emitidos, en el proceso de minado y transporte del mineral a la planta de beneficio. En este caso se debe monitorear los gases emitidos por los escapes del remolcador y la excavadora:

- Dióxido de Carbono (CO<sub>2</sub>)
- Óxidos de Azufre (S<sub>Prof. Wagner</sub>O<sub>x</sub>)

Bioindicadores: Los indicadores bióticos tipifican la biota del ecosistema afectado mediante la observación de los cambios estructurales en el tiempo y en el espacio, y evalúan la vulnerabilidad del sistema, mediante la tolerancia de las especies existentes en la zona del proyecto a las fluctuaciones naturales y a la actividad extractiva. Estos indicadores son:

- Bentos
- Biodiversidad
- Especies en peligro de extinción
- Especies raras
- Especies endémicas
- Macroinvertebrados Litorales
- Peces

Indicadores Sociales: Los indicadores sociales caracterizan las relaciones existentes entre la actividad minera y la sociedad, considerando por parte de esta última la actividad extractiva como un medio de generación de impactos tanto negativos como positivos para el desarrollo sostenible de la región.

- Crecimiento económico
- Daños al medio ambiente



- Influencia en el desarrollo sostenible de la región

### **Indicadores de Desempeño Operacional Minero (IDOMs)**

Los indicadores de desempeño operacional minero, proporcionan a la dirección de minas la información necesaria sobre el desarrollo de la actividad minera en la bahía y su influencia en el medio ambiente.

Entre estos indicadores tenemos:

- Uso de tecnologías apropiadas
- Consumo de energía
- Aprovechamiento racional de los recursos minerales
- Seguridad Industrial
- Recursos Humanos
- Generación de desechos
- Rentabilidad económica
- Rehabilitación de zonas minadas
- Generación de empleos
- Producciones más limpias

### **Indicadores de Desempeño de Gestión (IDGS)**

Son indicadores de desempeño ambiental que proporcionan información sobre el esfuerzo de la dirección para influir en el mejoramiento ambiental de las actividades que ella realiza.

Entre estos indicadores tenemos:

- Existencia de una política de Gestión Ambiental
- Monitoreo de los parámetros ambientales
- Fondos destinados a la investigación y desarrollo de proyectos con significación ambiental
- Frecuencia de revisión de procedimientos operacionales
- Grado de cumplimiento de la legislación ambiental
- Iniciativas implementadas para la prevención de la contaminación
- Participación de la empresa en programas ambientales
- Número de objetivos y metas logradas

### **Gestión de la información**

Los datos obtenidos deben ser analizados y convertidos en información que describa el desempeño ambiental de la mina, expresado como indicadores para la evaluación de este. La información que describe el desarrollo en materia de medio ambiente se puede manifestar mediante cálculos, estimaciones, métodos estadísticos, técnicas gráficas o por indexación, agregación o ponderación. La información obtenida de los indicadores analizados, se deben comparar con los criterios de desempeño ambiental registrados en la política ambiental de la empresa. Esta comparación sin dudas posibilitará e indicará el progreso en el desarrollo ambiental de la mina. Los resultados serán útiles para interpretar los principales resultados alcanzados por la empresa y dará visibilidad al progreso o deficiencias existentes, dando paso al mejoramiento continuo en pos del desarrollo sostenible. Las novedades de este proceso debe ser comunicada a la dirección de la empresa para apoyar acciones apropiadas de gestión que mejoren o mantengan el nivel de desempeño alcanzado.



## RECOMENDACIONES

Debe crearse una metodología para la evaluación del desempeño ambiental en la actividad extractiva de Cienos, en la bahía de Moa. Esta debe estar sustentada en indicadores e índices ambientales con el fin de simplificar la información obtenida y hacer más fácil la labor de decisión ambiental.

## CONCLUSIONES

En las últimas décadas, se han impulsados numerosos programas orientados a contribuir en la implementación de una nueva forma de enfrentar el desarrollo económico, es el llamado desarrollo sostenible. Todas estas vertientes tienden al uso de indicadores ambientales, estos contribuyen a evaluar, así como interpretar el desempeño ambiental de ciertas actividades humanas sobre la naturaleza. Los indicadores aquí propuestos constituyen un eslabón fundamental en la evaluación ambiental de la actividad minera en el yacimiento de Cienos Carbonatados ubicado en la bahía de Moa, estos de forma sintetizada nos brindaran información suficiente para controlar y mejorar la actitud degradante del accionar minero en un ecosistema tan frágil.

## BIBLIOGRAFÍA

- Guerrero, A.D., R.G. Lacaba, R. Blanco. 2006. Propuesta Metodología para el diseño de Sistemas de Indicadores de Sostenibilidad (SIS), en regiones mineras de Iberoamericana. *Boletín Geológico Minero (España)*. 117 (2): Separata.
- Menéndez, M. H. 2001. Explotación Racional del Yacimiento de Cienos Carbonatados en la Bahía de Moa. Tesis para optar por el grado Master en Ciencias. ISMM (Moa). Facultad de Geología y Minería.
- NC ISO 14031: 2005.
- Vidalón, J.G. 2005. Introducción a la Gestión Ambiental. El Ingeniero de Minas (Perú). 35: 16 – 19.

## CONOCIMIENTOS BÁSICOS, PARA LA EJECUCION CONTROL Y PLANIFICACION DE LA MINERIA DE LAS LATERITAS NIQUELIFERAS

<sup>(1)</sup> Miguel M. León Mariño, y <sup>(1)</sup> Lázaro F. Fernández Martínez,

1) Emp. "Cdte. Ernesto che Guevara", Carretera de Yagrumaje Km. 5 Moa, Holguín, Cuba  
[mleon@ecg.moa.minbas.cu](mailto:mleon@ecg.moa.minbas.cu) [lfernandez@ecg.moa.minbas.cu](mailto:lfernandez@ecg.moa.minbas.cu)

### RESUMEN

La falta de una guía que comprenda todo el espectro de la actividad minera, retarda el adiestramiento de los técnicos de nuevo ingreso y de los estudiantes, lo que repercute negativamente en el desempeño de las tareas encomendadas. Documentos sobre el tema han sido elaborados países de tradición minera. Para la realización de este trabajo se empleó el método de análisis y síntesis de la experiencia, de más de veinticinco años en la minería y de algunos materiales recopilados que tratan sobre el tema..

Este trabajo da una visión general de la actividad minera en las lateritas niquelíferas; el mismo se divide en dos partes: En la primera parte, se hace una descripción de cada una de las actividades que conforman el flujo tecnológico de la actividad y se detallan los aspectos fundamentales que hay que tener en cuenta para que la misma se realice con efectividad y eficiencia. En la segunda parte se dan los conceptos básicos para la planeación minera a corto, mediano y largo plazo y los elementos a evaluar y definir en cada estadio de la misma, acorde con el grado de desarrollo del país, el sistema socio económico de éste y la situación imperante en la arena internacional. También se da el orden en que se deben de evaluar los elementos que conforman el plan general de de la mina y de cada una de las actividades que componen el flujo tecnológico de la misma.

### ABSTRACT

The lack of a guide, who includes the whole spectrum of the mining activity, retards the new training of the technical personnel and of the students, which influences negatively the performance of the tasks to realizing. Documents on the topic have been elaborated in countries of mining tradition. For the accomplishment of this work there was used the method of analysis and synthesis of the experience, of more than twenty-five years in the mining industry and of some compiled materials that treat on the topic. This work gives a general vision of the mining activity in the lateritic ore of nickel and Cobalt; it is divided in two parts. In the first part a description is done of each one of the activities that shape the technological flow and there are detailed the fundamental aspects that it is necessary to consider for an accomplishment with efficiency and efficiency. In the second part it shows the basic concepts for the mining planning to short, medium and long term, and the elements to evaluating and defining in each of the stages, according to degree of development of country, the social and economic system, and the international situation. Also it gives the order in that must evaluate the elements, which shape the general plan of the mine and for each of the activities that compose the technological flow of the same one

### INTRODUCCIÓN

A pesar de la buena voluntad y de la preparación de los compañeros encargados de guiar los adiestramientos de los técnicos de nuevo ingreso en la mina, así como también los que hacen rotación en esta actividad, en general estos terminan el ciclo de adiestramiento con lagunas, en aspectos fundamentales de la actividad minera. En el caso de los estudiantes que preparan sus tesis de grado así como los que realizan sus prácticas de producción en la mina, la situación es más crítica debido al poco tiempo que disponen. Los objetivos:

- Dotar a los técnicos que intervienen en los diferentes eslabones del proceso productivo de un material de consulta.



- Facilitar el adiestramiento de los técnicos que hacen rotación en la mina, así como a los técnicos de nuevo ingreso en esta actividad.
  - Disponer de una guía para los estudiantes en adiestramiento y en tesis.
- Este trabajo también puede ser utilizado, por los técnicos que laboran en los diferentes eslabones del proceso productivo de la mina como material de consulta y actualización.
- En este trabajo se hace una descripción de cada una de las actividades que componen el flujo tecnológico de la mina, en la que se especifican los aspectos fundamentales a tomar en cuenta, para que las mismas se realicen con la mayor eficiencia y efectividad. El mismo comprende los elementos básicos, teóricos y prácticos de la planificación minera.

## **MATERIALES Y MÉTODOS**

Los materiales empleados consisten en Informes geológicos de las diferentes etapas de la exploración, Informes acerca de la Proyección estratégica de la Emp. ECG, Planes de Minería anuales de las empresas, referencias personales de técnicos de experiencia y la experiencia personal de los autores por más de 25 años de trabajo en la minería del Níquel.

El método empleado consistió en la evaluación crítica de los principales problemas mineros surgidos a lo largo de los últimos 25 años las soluciones aportadas para su erradicación. Se acompañó del análisis descriptivo y la síntesis de las diferentes labores geológicas y mineras.

## **DESARROLLO:**

### **FLUJO TECNOLÓGICO DE LA MINA.**

#### **1. DESARROLLO GEOLOGICO:**

El desarrollo geológico tiene como objetivo fundamental, la evaluación de los recursos minerales, con la finalidad de utilizarlos como materia prima para la industria, la construcción o la agricultura, etc. ya sea a corto, medio o largo plazo. En la etapa de desarrollo se determinan los parámetros fundamentales del mineral y del yacimiento, que servirán de base, para la planificación de la extracción y su procesamiento industrial.

##### **1.1 PARÁMETROS QUE SE DETERMINAN CON VISTA AL PROCESAMIENTO INDUSTRIAL Y MINERO.**

- El volumen de los recursos.
- La composición química y mineralógica de las menas.
- La composición química y mineralógica de las rocas de caja.
- Las propiedades físico mecánicas de los minerales.
- Las propiedades físico mecánicas de las rocas de caja.
- La morfología del cuerpo mineral.
- Los accidentes tectónicos del área, (fallas, grietas, etc.).
- El buzamiento del cuerpo mineral.
- La relación estéril - mineral.
- Las condiciones hidrogeológicas del yacimiento.
- Topografía del terreno.

## 1.2 TOMA DE LA MUESTRA TECNOLÓGICA.

La toma de muestras tecnológicas y su corrida a escala de laboratorio y semi - industrial, son primordiales, tanto para el minero como para el metalúrgico, pues en una muestra tecnológica realizada con todos los requisitos técnicos, se ponen en evidencia las potencialidades de la mina y la industria, así como las dificultades que presentan ambas para obtener mejores resultados. Para que una muestra tecnológica, cumpla con los objetivos antes expuestos, tiene que tener presente todas las menas existentes en el yacimiento, así como las rocas acompañantes que inevitablemente se incorporan durante la extracción del mineral.

### **Criterios para elegir los puntos dónde se tomará la muestra tecnológica.**

- En los puntos elegidos tienen que estar presente todas las menas que componen la masa minera.
- La proporción en que están presentes las menas y rocas contaminantes en los puntos elegidos, tiene que ser semejante a las previstas en el proyecto de explotación.
- Las condiciones del terreno y equipos seleccionados, tienen que permitir la extracción de todos los horizontes presentes en el perfil.
- La cantidad de menas existente en los puntos tiene que ser mayor que la necesaria para la muestra.

### **Requisitos que se deben cumplir para la extracción de la muestra tecnológica.**

- La verificación de todos los parámetros de los puntos elegidos, mediante una red densa de perforación alrededor de estos.
- Que cada mena se extraiga y almacene por separado, de tal forma que no se contaminen o se diluyan.
- Que se estabilice el terreno, para que no se produzcan derrumbes durante la extracción.
- Que se haga el muestreo y la documentación de las menas de forma sistemática, durante la extracción.
- Que las menas almacenadas queden identificadas correctamente, en sitios accesibles para los equipos
- Se tiene que preparar un área para la mezcla y homogeneización de las menas.
- El equipamiento seleccionado, deberá garantizar la extracción de la totalidad del material planificado.

## 1. PREPARACION MINERA.

La preparación minera, como su nombre lo indica es el conjunto de trabajos mineros que hay que realizar para que la extracción y el transporte se ejecuten con la mejor calidad y eficiencia. A continuación se describen los trabajos según su orden de ejecución.

### 2.1 DESBROCE.

El desbroce consiste en la eliminación de la vegetación y la modelación del terreno, para que puedan entrar al área, los equipos que realizarán el destape. Esta operación se realiza fundamentalmente con bulldozer.

Esta fase de trabajo minero, aunque insignificante por el volumen, es de gran importancia, tanto para los trabajos de destape, como para la preservación del medio ambiente; por lo que al planificar y realizar el desbroce hay que tener en cuenta los siguientes aspectos.



- El material procedente del desbroce, tiene que conservarse para cubrir la última capa de las escombreras; ya que el mismo contiene la materia orgánica, que servirá como sustento de la vegetación y los microorganismos simbióticos con esta.
- Se dejará el terreno, en las mejores condiciones para el movimiento de los equipos, que realizarán el destape.
- Solamente se desbrozará el área que se va a destapar de inmediato.

## 2.2 DESTAPE.

El destape, es la labor de preparación minera, que requiere de un mayor volumen de trabajo y para el caso en particular del yacimiento Punta Gorda, alcanza cerca de 33% del movimiento de toda la masa minera.

Para realizar el mismo se ha usado y se pueden usar varios tipos de equipos, (traíllas, mototraíllas, excavadoras dragalinas, excavadoras hidráulicas etc.) En la actualidad no se utilizan las traíllas tiradas por tractores, este puesto lo han ocupado las mototraíllas.

**Para realizar un destape con eficiencia se deben de cumplir los siguientes aspectos:**

- Que el destape tenga un adelanto no menor de seis meses, con respecto al los trabajos de extracción.
- Que las escombreras cubran los espacios minados con anterioridad,
- Que las escombreras sean lo más plana posible.
- Que las escombreras se hagan por tipo de mena.
- Que los puntos de unión de las escombreras con el mineral, sean fáciles de limpiar a la hora de extraer el mismo.
- Que se siga la línea de contacto entre el escombros y el mineral, para reducir las pérdidas y el empobrecimiento,
- Que los equipos empleados para la remoción del escombros, sean los que mejor se adapten a las condiciones minero técnicas del área.
- Que el personal de operación y control tenga la calificación requerida.
- Que la planificación sea correcta.

## 2.3 CONSTRUCCION DE CAMINOS MINEROS.

Los caminos mineros, son las arterias por la que fluye el mineral hasta la fábrica, o el punto de recepción, por lo tanto en la medida en que estos sean mejores, así también fluirá el mineral hacia la fábrica.

Los caminos mineros se clasifican en principales o secundarios, de acuerdo para el uso a que estén destinados.

Los caminos principales, sirven a varios frentes de minería y los secundarios sólo sirven a uno o dos frentes, Los caminos principales tienen una vida relativamente larga si se comparan con los secundarios.

**Características que tienen que cumplir los caminos principales:**

- Alineación horizontal, es decir deben de tener pocas curvas y lo más amplias posibles en concordancia con el relieve.
- Las pendientes, no deben de ser abruptas y tienen que ser inferiores a las que puedan sortear los equipos cargados.
- Los caminos, no pueden tener, ni curvas de lomo roto ni formar montañas rusas.
- Los peraltes en las curvas y el sobreancho se deben de calcular, para una velocidad de un 30% mayor que la máxima que puedan desarrollar los equipos.



- Los caminos deberán de soportar el peso de los equipos, sin sufrir deformaciones tanto en tiempo seco como húmedo.
- Adherencia y poca resistencia a la rodadura,
- Buena compactación, drenaje y terminación de la rasante.
- Que el costo de ejecución y mantenimiento sea mínimo.
- Se deben de construir fundamentalmente sobre las escombreras inactivas o zonas no mineralizadas.

**Características que tienen que cumplir los caminos secundarios:**

- Deben de seguir el flujo de la extracción.
- Tienen que ser lo más planos posibles.
- Tienen que permitir el paso de las excavadoras y el giro de los camiones.
- No deben de contaminar el mineral.
- Tienen que ser estables.

## **2.4 MONTAJES DE LINEAS ELECTRICAS.**

Las líneas eléctricas para el abastecimiento de los frentes de minería tienen que ser diseñadas de acuerdo a la estrategia de minería a mediano y largo plazo.

**Requisito que deben tener las líneas eléctricas:**

- Deben de tener una vida relativamente alta.
- No deben de interferir los caminos de las excavadoras.
- Deben de ser accesibles.
- La distancia entre dos líneas paralelas, exteriores al área planificada no debe de exceder 1,5 Km.
- Su trazado se hará de preferencia, por zonas no mineralizadas o de poco interés económico para la etapa.
- Las pizarras se ubicarían en lo posible, en el sentido del avance de la minería.

## **2.5 TRABAJOS DE DRENAJE:**

Los trabajos de drenaje son de gran importancia para la minería, estos se pueden realizar concomitantes con las labores de extracción y destape o con antelación al laboreo minero.

**Los principales trabajos de drenaje que se realizan concomitante con las labores mineras son:**

- La construcción de canales para drenar las áreas donde se han detectados almacenamientos de agua, utilizando para ellos los propios trabajos de extracción.
- La construcción de canales para desviar las corrientes de aguas.
- La construcción de zanjas periféricas en los frentes, para evitar que el escurrimiento superficial llegue a estos.
- La construcción de colectores durante la extracción del mineral, para desde estos evacuar las aguas por bombeo.
- La realización de la extracción desde las partes altas hacia las bajas, con desagües a canales o utilizando el relieve natural.

## **3. EXTRACCIÓN Y TRANSPORTE DEL MINERAL.**

La extracción y transporte del mineral, es la actividad fundamental de la mina, por lo cual todos los trabajos mineros, están encaminados a que esta se realice exitosamente. Pero a la vez la extracción y el transporte de mineral, están subordinados a las exigencias del proceso industrial y a las

condiciones naturales del yacimiento, por lo que se precisa de un punto de resección, beneficio y homogeneización que equilibre las fluctuaciones en los volúmenes y la calidad del mineral procedente de los frentes de minería,

### 3.2 REQUISITOS QUE DEBEN CUMPLIR LA EXTRACCIÓN DEL MINERAL:

- Que se cumpla la calidad y el volumen planificado.
- Que se produzca el mínimo de pérdidas y empobrecimiento.
- Que se produzca el drenaje natural del área.
- Que la calidad del mineral que se extraiga en cada momento, sea lo más próxima posible a la planificada para la etapa.
- Que no queden reservas aisladas.
- Que las excavadoras tengan condiciones seguras de trabajo.
- Que exista una proporción adecuada entre las excavadoras y los camiones.

#### **Premisas para que se haga una extracción con calidad y eficiencia:**

- El conocimiento previo de las características geológicas y mineralógicas del área de extracción.
- Una correcta planificación y control del flujo de extracción.
- La utilización del equipo más apropiado y en su defecto, crear las condiciones para la adaptación de los equipos disponibles.
- Una buena calificación del personal de operación y control, en la actividad de extracción y transporte mineral,.

## 4. PUNTO DE RECEPCIÓN DE MINERAL

El punto de recepción del mineral esta destinado a cumplir dos funciones fundamentales. La primera es armonizar la contradicción entre el proceso industrial, que está diseñado para trabajar de forma continua en un marco estrecho en cuanto a los parámetros cualitativos del mineral, y la mina que tiene que extraer el mineral tal como existe en la naturaleza.

La segunda es crear un almacén tampón que absorba las fluctuaciones entre la producción cíclica de la mina y la continua de la fábrica.

### 4.1 FLUJO TECNOLÓGICO EN EL PUNTO DE RECEPCIÓN DE MINERAL:

- El mineral procedente de la mina se deposita en dos tolvas, las cuales están provista de una criba fija en la parte superior y de un alimentador de placas en la parte inferior.
- El mineral procedente de las tolvas pasa a la zaranda vibratoria donde el mineral es separado en dos fracciones +100 y -100mm.
- Las fracciones +100 se rechazan
- A través de los transportadores de bandas

#### **Para que el punto de recepción trabaje eficientemente debe de cumplir los siguientes requisitos:**

- Debe de eliminar el máximo posible de rocas estériles y cuerpos extraños del mineral.
- Se tiene que homogeneizar el mineral procedente de los diferentes frentes.
- Tiene que tener suficiente capacidad de almacenamiento en las tolvas o depósitos, para que la paralización de la instalación no interrumpa la producción de la mina y viceversa.
- Tiene que tener suficiente capacidad en los depósitos de mineral homogenizados, para que la fábrica pueda trabajar varios días con la mina paralizada o la instalación de recepción.



- Tiene que tener un sistema flexible de alimentación a la fábrica que permita satisfacer cualquier contingencia.

## 5. PROTECCION AL MEDIO AMBIENTE

Los trabajos mineros son altamente agresivos al medio ambiente, ya que para realizarlos es necesario destruir la capa superficial del suelo que es la base de la sustentación de la flora y la fauna existente en el lugar. Estos efectos no sólo son perceptibles en las áreas donde se está trabajando, sino que también se manifiestan aguas abajo a lo largo de los cursos de esta, llegando a la costa donde los sedimentos sepultan la flora y la fauna a la vez que contaminan las aguas del mar. Las leyes de mina y medio ambiente, establecen que todos los espacios afectados por las labores mineras, tienen que ser rehabilitados nuevamente. Por lo que a las labores mineras hay que añadirles la restauración de los espacios minados.

**Para reducir los efectos de la minería sobre el medio ambiente, se aplican tres tipos de medidas.**

### 5.1 MEDIDAS PREVENTIVAS.

Son todas aquellas medidas que se toman desde la etapa de proyecto, para afectar lo menos posible al medio ambiente por ejemplo.

- La planificación de los trabajos mineros de tal forma, que los sedimentos queden dentro de la mina.
- Las escombreras se construirán dentro del área minada y de tal forma que las mismas creen trampas para los sedimentos, restablezcan el manto freático devuelvan el paisaje y abarquen la mayor área posible.
- La reducción del ciclo, de exploración – preparación – extracción y restauración al mínimo.

### 5.2 MEDIDAS ATENUANTES.

Son un conjunto de medidas que se pueden tomar al momento de hacer los trabajos que pueden contribuir a reducir los efectos negativos causados por el impacto ambiental, que produce la minería.

- La siembra de hierbas y árboles pioneros.
- La construcción micro diques y canales colectores para las aguas de la mina.
- El regadío de los caminos mineros.

### 5.3 MEDIDAS CORRECTORAS.

Las medidas correctoras son todas aquellas medidas que se toman para restituir la vida y el paisaje a las áreas y las mismas tienen un carácter definitivo.

- La modelación del relieve del terreno.
- La eliminación de las cárcavas.
- La restitución del manto freático
- La restauración de la vegetación de forma definitiva.

## 6. PLANIFICACION Y PLANEACION DE LOS TRABAJOS MINEROS

La planeación de los trabajos mineros es una tarea compleja, en que se tienen que estructurar de forma armónica los intereses económicos, de la mina como tal, de la empresa y de la nación en su

conjunto, así como los aspectos medios ambientales y sociales a corto, mediano y largo plazo; ya que la minería debe proporcionar las materias primas para la industria o ingresos por la venta de los minerales, para crear la base material para la generación actual y las futuras generaciones.

Como armonizar estos intereses, depende de dos factores fundamentales que son, el grado de desarrollo del país y el régimen social existente y otros como por ejemplo; situaciones políticas internos y externos, las fluctuaciones del mercado etc.

## 6.1 ETAPAS DE LA PLANEACION

**La planeación minera se realiza por etapas las cuales son:**

- A largo plazo.
- A mediano plazo.
- A corto plazo y operativas.

La planeación a largo plazo, debe tener en cuenta una serie de factores internos y externos que dan la base para el trazado de la meta a alcanzar en un periodo de tiempo relativamente largo. De esta operación se encargan los especialistas del ministerio, o se contrata a entidades especializadas en la materia.

**Estos factores son:**

- Cantidad y características de las reservas existentes del metal o de los metales dentro y fuera del país.
- Distribución geográfica de las reservas conocidas.
- Perspectivas de nuevos yacimientos dentro y fuera del país.
- Demanda actual y futura del metal.
- Precio actual y tendencias del mismo.
- Tecnología extractiva y de proceso existentes, así como las perspectivas de estas.
- Tendencia de los precios de los insumos fundamentales.
- Situación social, política y económica existente en los países productores de los metales y de los insumos fundamentales para procesarlos.

A partir de los resultados del estudio, el ministerio traza una meta a alcanzar en un periodo de tiempo largo, la cual tendrá etapas a vencer en el tiempo y en todas las empresas de la rama. Este sería el pie forzado que reciben las empresas, para elaborar las etapas de su plan particular con un alto grado de detalles.

## 6.2 ASPECTOS PRINCIPALES A EVALUAR EN EL PLAN AL LARGO PLAZO PARA LAS MINAS.

- Cantidad de recursos existentes en los yacimientos de la región y contenidos de metal de estos.
- Grado de conocimientos de los recursos minerales.
- Ubicación geográfica de los recursos.
- Las características del relieve y el clima.
- Ocupación de la tierra en áreas de los yacimientos.
- Distancia de transportación hacia la industria desde los yacimientos.
- Vías de acceso existentes y las complejidades del terreno para construir nuevas vías.
- Infraestructura industrial y social existente y la necesaria.
- Impacto ambiental que producirá la explotación de los yacimientos y la industria.
- Monto de las inversiones necesarias.

- La tecnología para la minería y el proceso metalúrgico.
- Los costos de producción.

### 6.3 PASOS A SEGUIR PARA ESTRUCTURAR EL PLAN.

- De acuerdo a los volúmenes de producción y al tipo de proceso y eficiencia metalúrgica prevista por etapas, se determina aproximadamente la cantidad y la cantidad de las reservas que son las necesarias para cumplir la meta trazada..
- Se comparan con los volúmenes y características de las reservas con mayor grado de estudio, con las necesarias para cumplir la meta trazada, las que pueden ser mayores, igual o menores que las requeridas en volumen o en calidad.
- Se realiza la macrolocalización de las áreas que reúnen las condiciones de volumen y calidad, y hacen cuantas variantes sean posibles.
- Se determinan los trabajos geológicos y de infraestructura que hay que realizar en cada área y se establece el cronograma de ejecución de los mismos
- Se determina el equipamiento necesario para la minería así como la fuerza de trabajo.
- Se excluyen aquellas variantes que a priori no ofrecen ninguna ventaja y se dejan las 3 ó 4 más prometedoras.

Estas variantes más prometedoras se someten a un mayor grado de detalles, poniendo énfasis en los siguientes aspectos:

- Que el mineral sea el más adecuado para el proceso industrial.
- Que las inversiones sean mínimas y que las que haya que hacer se recuperen rápidamente.
- Que los costos de explotación sean los menores posibles.
- Que el impacto ambiental sea mínimo.
- Que las condiciones minero técnicas no obliguen a cambiar los equipos o instalaciones existentes antes de ser amortizadas.
- La micro localización de las áreas así como de la infraestructura se tienen que prever de forma tal, que ofrezca la posibilidad de pasar a otras variantes en el futuro sin traumas.

Finalmente se elabora el programa de extracción por áreas y los programas de inversiones tales como caminos, talleres, líneas eléctricas, transportadores, etc.

#### **Teniendo en cuenta lo siguiente:**

- Las construcciones deben de afectar la menor cantidad posible de reservas y ser utilizadas por largo tiempo a la máxima capacidad.
- Las inversiones tienen que estar listas en el momento preciso, ni antes ni después para no paralizar recursos ni paralizar la producción.
- Que la entrada a las nuevas áreas permita la utilización de los medios existentes, los que se irán sustituyendo gradualmente.
- Que la evaluación económica integral sea positiva.

### 6.5 PLAN A MEDIANO PLAZO.

El plan a mediano plazo se basa en pronósticos más exactos y como tal ha de cumplir dos objetivos; garantizar que la actividad obtenga buenos resultados en la etapa y crear las premisas para el cumplimiento del plan estratégico a largo plazo.

#### **Pasos a seguir:**

- Se hace un balance de las reservas existentes tanto del punto vista cuantitativo como cualitativo y se comparan con las requeridas para la etapa y el plan prospectivo.
- Se hace un balance de las reservas preparadas y con mayor grado de estudio y se compara con las necesidades para etapa,





- Se determinan los trabajos geológicos que hay que realizar en la etapa y se establece el cronograma de ejecución.
- Se delimitan las zonas a extraer por año de acuerdo con el volumen y la calidad necesaria.
- Se realiza la confección del cronograma de ejecución de los trabajos mineros por área
- Se hace una evaluación del estado técnico del equipamiento y las instalaciones existentes y se compara con las necesidades.
- Se elabora el plan de reposición e inversiones en equipos.
- Se liberan de mineral todas aquellas áreas por donde pasaran los caminos, transportadores, líneas eléctricas en el futuro.
- Se elabora el plan de protección al medio ambiente.
- Finalmente se hace la valoración económica de las variantes.

## 6. 6 PLANES ANUALES.

Los planes anuales son como pudiéramos llamar en términos militares la táctica que conduce al cumplimiento del plan estratégico.

**La base de los planes anuales se sustenta en dos puntos fundamentales:**

- La creación de las condiciones para el cumplimiento del plan estratégico.
- Dar cumplimiento a los objetivos trazados para el año,

Como los planes anuales están sujetos a las situaciones concretas existentes, tales como situación del mercado del metal, situación del mercado de los insumos fundamentales, estado de ejecución de las inversiones, estado técnico del equipamiento, así como de la situación financiera del país etc. Las personas encargadas de la elaboración del plan necesitan tener un dominio pleno de la situación existente y de los objetivos a alcanzar en el futuro para buscar las variantes que resuelvan la situación actual y no se aparten de los objetivos a largo plazo.

### 6.7 ASPECTOS FUNDAMENTALES A VALORAR PARA ELABORAR LAS VARIANTES.

Para hacer una variante que de respuesta a las necesidades de la producción, se tienen que tomar en cuenta los aspectos fundamentales que intervienen en la actividad.

**Siendo los más significativos los siguientes:**

- Volumen de producción de la fábrica y eficiencia metalúrgica prevista para la etapa.
- Volumen de extracción necesario y calidad que debe de tener el mineral.
- Volumen y calidad de las reservas listas.
- Volumen y calidad de las reservas destapadas.
- Volumen y calidad de las zonas posibles a preparar.
- Pérdidas, empobrecimiento y dilución.
- Las condiciones hidrogeológicas de las zonas.
- Las complejidades geológicas y minero técnicas de las zonas donde se trabajará.
- Distancia de transportación y condiciones viales.
- Equipamiento existente para realizar las diferentes labores mineras y el estado técnico del mismo.
- La posibilidad de bajas o entrada de nuevos equipos.
- La posibilidad de entrada en funcionamiento de alguna instalación que implique modificaciones al estado existente de la tecnología minera o industrial.
- La infraestructura de apoyo existente y probables, tales como, talleres, caminos, transportadores, líneas eléctricas, etc.

Una vez valorados los aspectos anteriores se proceden a elaborar las variantes para las diferentes actividades de forma tal que se complementen.

## **6.8 PLAN ANUAL POR ACTIVIDADES.**

### **Desarrollo geológico:**

El plan de desarrollo tiene en primer lugar, que contemplar la perforación complementaria de todos aquellos pozos comprendidos en el flujo de extracción que presenten anomalías en su comportamiento y en segundo, proporcionar el conocimiento geológico que garantice la continuidad de la minería.

#### **El plan tendrá el orden de prioridad siguiente:**

- La perforación de todos los pozos comprendidos el flujo de minería que presenten, potencia de escombro muy por debajo o por encima de la media del área.
- La perforación de todos los pozos comprendidos el flujo de minería que presenten potencia de mineral muy por debajo o por encima de la media del área.
- La perforación de todos los pozos comprendidos el flujo de minería que presenten contenidos anormales de níquel, hierro y cobalto.
- La perforación de todos los pozos comprendidos el flujo de minería que presenten intercalaciones.
- La perforación de todos los pozos comprendidos el flujo de minería que quedaron sin perforar por razones diversas.
- La perforación de explotación de las áreas que están previstas en el plan quinquenal.

## **7 PLAN DE PREPARACION MINERA.**

### **7.1 PLAN DESTAPE.**

#### **El plan de destape tiene que tomar en cuenta los siguientes aspectos:**

- El destape de todas las reservas de mineral, necesarias para la extracción, con no menos de seis meses de antelación.
- Que el esquema de trabajo y los equipos elegidos sean los que mejor se adapten a las condiciones del terreno.
- Que las escombreras sean de pocas alturas y planas para facilitar la construcción de caminos sobre estas y dejarlas en condiciones para la reforestación, así como la ulterior extracción de las mismas.
- Que las áreas con mayores complejidades hidrológicas se destapen en la época de sequía.
- Que los trabajos de destapen no interfieran el desarrollo de la extracción de mineral.
- Que se produzca un mínimo de pérdidas y empobrecimiento.
- Que la distancia de transportación sea mínima.

#### **Se confecciona el cronograma de destape bajo los siguientes criterios.**

- Dar prioridad a las zonas que entraran en extracción y/o hay que hacer trabajos de drenaje.
- Destapar las áreas bajas con complicaciones hidrogeológicas en los meses secos.
- Rellenar con escombro en los primeros meses del año, las áreas por donde pasarán los caminos y las que se reforestarán dentro del año.
- Los volúmenes por etapas tienen que estar en correspondencia con las posibilidades del equipamiento.

### **7.2 PLAN DE CONSTRUCCION DE CAMINOS.**



**Para confeccionar el plan de construcción de los caminos mineros se tienen que tomar en cuenta los aspectos siguientes:**

- Se priorizarán los caminos a las zonas que entrarán primero en minería.
- Se establece el cronograma de terminación de los caminos para que estén listos con no menos de dos meses a su entrada en explotación.
- Todos los caminos se construirán según las normas establecidas.
- Siempre que sea posible, se construirán los caminos en la temporada de sequía.
- La utilización del material proveniente del destape para el relleno de las grandes depresiones del terreno en la traza de los caminos.

**7.3 PLAN DE DRENAJE.**

El plan de drenaje no se hace como tal, si no que se combina con la extracción o el destape, por lo que los mismos lo tienen que llevarlo implícito.

Para realizar el drenaje de la mina, es necesario cavar canales profundos hasta el contacto con la roca dura. Esta labor se planifica concomitante con a los trabajos de extracción, de modo que el material de los canales sea extraído y transportado.

Cuando es necesario, se planifica la construcción de canales de drenaje que corten la afluencia de agua a los frentes de trabajos.

**7.4 PLAN DE EXTRACCION Y TRASPORTE.**

La extracción y el transporte del mineral en cantidad y calidad que satisfagan las exigencias de la industria, son el colofón de las actividades geólogo-mineras, pues todos los trabajos realizados con anterioridad, están dirigidos a que estas dos actividades se desarrollen en las mejores condiciones de efectividad y eficiencia.

Para que la planificación de la extracción y el transporte del mineral resulte eficiente y eficaz, tiene que conjugar de forma armónica, las características cualitativas del mineral, la complejidad del terreno y las posibilidades de la tecnología y el equipamiento.

**Por lo que el plan de extracción y transporte tiene que cumplir los siguientes requisitos:**

- Dar el volumen y la calidad que requiere la industria diario y por etapas.
- La creación en los meses secos un almacén de mineral, que garantice la operación estable de la fábrica en los meses de lluvia.
- Proporcionar el drenaje del área y del yacimiento simultáneamente con la minería.
- El flujo de extracción se debe de prever de forma tal, que queden para los meses lluviosos las áreas con mejores accesos y menores complejidades hidrogeológicas
- No pueden quedar reservas aisladas.
- Las excavadoras tienen que moverse haciendo el mínimo de traslados y los trazados que tengan las menores pendientes.
- Los frentes tienen que elegirse de forma tal que la interrupción de un frente, pueda ser asimilada por los otros frentes sin detrimento de la calidad del mineral.
- Tiene que prever la entrada en mantenimiento de los equipos fundamentales.

**7.5 PLAN DE PROTECCION AL MEDIO AMBIENTE.**

El plan de protección del medio ambiente, comprende todas las medidas preventivas atenuantes y correctoras que puede realizar la actividad minera para el cuidado del entorno. Las medidas preventivas tienen que estar implícitas en cada una de las actividades, las medidas atenuantes pueden estar o no dentro de los procedimientos para realizar las actividades, mientras que las medidas correctoras necesitan de un plan con proyectos específicos para cada una. Las principales medidas correctoras para la protección del medio aplicables a la minería son, la reforestación, la construcción de diques para sedimentos, la modelación del terreno el relleno de cárcavas etc.

**Para elaborar el plan de protección del medio ambiente se deben seguir los pasos siguientes:**

- Se hace una evaluación del estado de los componentes ambientales, (aire, aguas, suelos, flora, fauna y paisaje), dentro del área y en su entorno.
- Se identifican los impactos que producirán cada una de las actividades mineras sobre los componentes ambientales.
- Se hace una valoración de los impactos a partir de los siguientes criterios; naturaleza, magnitud, importancia, reversibilidad, sinergia y duración.
- Se verifica que cada una de las actividades lleve implícita las medidas preventivas.
- Se incluyen las medidas atenuantes, que puedan ser realizadas durante la ejecución de las diferentes actividades mineras.
- Se realiza el proyecto de modelación del terreno y preparación técnica del mismo.
- Se seleccionan las especies para la restauración y la forma de plantarlas.
- Se elabora el plan de tratamiento de desechos sólidos y líquidos.
- Se establece el plan de monitoreo.

### **7.6 PLAN DE MANTENIMIENTO**

Una vez definido el equipamiento necesario y el fondo horario para todas y cada una de las actividades a realizar dentro de la etapa que se planifica, se procede a elaborar el plan de mantenimiento de los equipos y las instalaciones.

**Para elaborar el plan de mantenimiento se seguirán los siguientes pasos:**

- Se hace una evaluación del estado técnico del equipamiento y las instalaciones.
- Se determina si algunos equipos o instalaciones serán sometidos a reparaciones capitales, o dados de baja.
- Se determina en que período se harán las reparaciones o se darán las bajas.
- De acuerdo con la cantidad de horas a trabajar por línea de equipo, se determina la cantidad y tipo de mantenimientos, así como el tiempo de interrupción por esta causa.
- Se determinan los materiales, medios y fuerza de trabajo necesarios.

### **7.6 PLAN ANUAL DE LA MINA.**

Una vez terminados y conjugados todos los planes de las labores mineras a realizar, así como determinado la cantidad de horas a trabajar por líneas de equipos y régimen de trabajo se procede a realizar el plan de mantenimiento y de abastecimiento de piezas e insumos, plantillas y plan de costo por actividad y general.

Los planes operativos mensuales y diarios comprenden los mismos aspectos que los anteriores pero basado en las situaciones concretas en cada caso.

## **RESULTADOS**

La elaboración de esta Guía, ha recogido los enfoques más modernos del quehacer de la Minería del Níquel en Cuba, lo cual garantiza la armonía entre los conocimientos de pre grado y los obtenidos del quehacer empresarial.

Esta Guía ha logrado en un solo volumen, resumir los aspectos mas importantes que deben dominar los trabajadores, estudiantes e investigadores, cuyas actividades se realizan en el marco de estos yacimientos y minas a cielo abierto.

Las opiniones recogidas a cerca de este volumen, muestran la coherencia, continuidad y baja complejidad de las descripciones realizadas para la transmisión de los conocimientos.

## CONCLUSIONES

Con la elaboración de este volumen, las empresas cuentan con un material de referencia para la planificación y monitoreo de las diferentes actividades a realizar, lo cual es una base para la sistematización, normación y documentación de los procesos antes y durante la minería. Esto beneficia la implementación de los Sistemas de Gestión de la Calidad, y la elaboración de sus procedimientos.

## BIBLIOGRAFÍA

1. Guía de Ingeniería en Operaciones Mineras, [www.portalminero.com](http://www.portalminero.com)
2. Manual de Procedimientos Mineros Peruanos, [www.monografias.com](http://www.monografias.com)
3. Manual del Pequeño Minero, [www.minem.gov.pe](http://www.minem.gov.pe)
4. Manual de Minería y medio Ambiente, [www.solomanuales.org](http://www.solomanuales.org)
5. Manual General de Minería y Metalurgia. Portal Minero S.A. [www.portalminero.com](http://www.portalminero.com)

# **LAS AREAS MINERAS RESERVADAS Y LAS AREAS PROTEGIDAS EN EL ORDENAMIENTO TERRITORIAL**

**Mabel Rodríguez Romero.**

ONRM. Salvador Allende No.666 e/ Oquendo y Soledad. E-mail [mabel@onrm.minbas.cu](mailto:mabel@onrm.minbas.cu)

## **RESUMEN**

El trabajo pretende llamar la atención sobre la necesidad de definir las posibles Áreas Mineras Reservadas (AMR) ante las urgencias territoriales por otros organismos centrales del estado y sobre todo para anteponer el análisis profundo y responsable del posible manejo eficaz de áreas que podrían presentar conflictos de coincidencia de intereses.

Se llama la atención sobre las algunas veces, olvidada y obligada relación entre ecosistema, sociedad y minería no como categorías discrepantes, sino como partes de un todo desde el inicio mismo del desarrollo humano y sobre el desarrollo sostenible, como concepto dinámico y dependiente del desarrollo tecnológico.

Se expone la concepción metodológica utilizada por la Oficina Nacional de Recursos Minerales (ONRM) para llevar a cabo en una primera etapa, el análisis de los depósitos que pudieran ser propuestos como AMR y el orden de prioridad seguido. La aplicación de la estimación del Potencial Geólogo-Minero (PGM) como una herramienta pertinente para los decisores que podría facilitar el análisis costo beneficio en relación con otros datos aportados para las áreas protegidas en el caso de posibles conflictos.

Como resultado de este trabajo se ha iniciado por parte de la ONRM el expediente de al menos 104 depósitos registrados en el Balance Nacional de Recursos y Reservas (BNRR) fundamentalmente para las materias primas necesarias a la industria del cemento, de materiales de construcción y otras de usos mas especializados.

## **ABSTRACT**

The work claim to call the attention on the necessity to define the possible Mining Areas Reserved (MAR) before the territorial urgencies by other central organisms of the state and mainly to put in front the analysis deep and responsible for the possible effective handling of areas that could present conflicts of coincidence of interests.

The attention is called on the some times forgotten and forced relation between ecosystem-society-mining not like discrepant categories, but like parts of a whole from the same beginning of the human development and on the sustainable development, like dynamic and dependent concept of the technological development.

The methodology conception used by the ONRM is exposed to carry out in one first stage, the analysis of the deposits that could be proposed like MAR and the followed precedence. The application of the estimation of Potential Geologist-Mining (PGM) like a pertinent tool for the executives that could facilitate the analysis cost benefit in relation to other data contributed for the protected areas of possible coincidence.

As resulting from this work has begun on the part of the ONRM the file of at least 104 deposits registered in National Resources and Reserve Balance fundamentally for necessary the raw materials to the industry of the cement, of construction materials and other of more specialized uses

## **INTRODUCCION**

El hombre es parte del medio natural y desde que dominó el fuego comenzó a moverse además, en el nuevo medio que fue creando a través de su evolución, el medio socio- económico. Aprendió a reconocer los metales y a fundirlos de forma casi instintiva, también aprendió a construir su propio hogar de arcilla y paja, dejando atrás la cobija natural de las cavernas.

Los recursos minerales, como la diversidad biológica, son parte de los bienes que la naturaleza ofrece, los primeros en parto doloroso, pues hay que arrancárselos, los segundos exigiendo su espacio dentro del mismo mundo. Las primeras supuestas agresiones al medio ocurrieron entonces con la conquista del fuego y desde entonces el hombre se enfrenta a esa dicotomía, a la paradoja que ha significado la protección del medio y al mismo tiempo servirse de él.



La humanidad quizás deslumbrada por el acelerado desarrollo técnico de las últimas 2 centurias demoró en ver que estaba acabando con el mundo que le fuera dado, y que había comenzado un conteo regresivo en la salud del universo. Para revertir ese conteo, se empeña ahora en su cura a través de regulaciones conjugadas, que en nuestro país se reconocen en la Ley 81 Del Medio Ambiente, 1997; Ley 85 Ley Forestal, 1998; Decreto Ley 201 Del Sistema Nacional de Áreas Protegidas, 1999; Decreto Ley 212 De Gestión de la Zona Costas, 2000; Decreto Ley 200 De las Contravenciones en Materia de Medio Ambiente, 1999; Normas Técnicas Ambientales de los años 1997-2000 y por supuesto la Ley 76, Ley de Minas de 1995. Esta última, además de incluir en su articulado aquellos aspectos que obligan a la rehabilitación de las áreas minadas, hace capítulo aparte para las Áreas Mineras Reservadas, en la previsión que de su necesidad tendrá la sociedad futura a mediano y largo plazo.

### **Ecosistema, Sociedad y Minería**

Con frecuencia el concepto de ecosistema se reconoce solamente en el mundo animal y vegetal, manejándose el prejuicio de una oposición entre éste y los seres humanos, pero realmente, la noción de ecosistema incluye al hombre, a todos los seres vivos y al medio físico.

Ecosistema es el conjunto de relaciones existentes entre comunidades de seres vivos (plantas, bacterias, animales, personas) y el medio físico en el que se desarrollan [CEPAL, 2005]. Un ecosistema es estable cuando las comunidades y los elementos que lo conforman logran, en un contexto cambiante, relaciones de equilibrio que permiten la conservación y evolución de todos, en ciclos más o menos largos. Por tanto, la estabilidad de los ecosistemas depende de su capacidad para resistir y adaptarse a los fenómenos naturales y en cierta medida a la actividad humana, o evolucionar con ellos.

El concepto de desarrollo sostenible encuentra su basamento en el reto de preservar la vida, garantizar el bienestar de la humanidad y controlar el deterioro de los ecosistemas. Implica al desarrollo económico, social y ambiental que permite hacer frente a las necesidades actuales sin poner en peligro el ecosistema mundial ni la capacidad para satisfacer las necesidades de las generaciones futuras. Es objetivo del desarrollo sostenible garantizar que la humanidad pueda satisfacer sus necesidades básicas (agua, alimentación, protección, trabajo) en el presente y que las próximas generaciones puedan hacerlo también. Pero se le reconoce un límite que está dado por la capacidad técnica, científica e institucional para controlar los efectos destructivos en el ecosistema mundial y por la capacidad natural de los ecosistemas mismos para regenerarse y así restablecer su equilibrio [CEPAL, 2005].

El desarrollo sostenible no es, por tanto, un estado inmutable de armonía, sino un proceso de cambio, basado en el uso de tecnologías capaces de satisfacer las necesidades básicas y, a la vez, de conservar los recursos, y mientras aun sea necesario, administrar adecuadamente los recursos no renovables y fomentar en el lugar del agotamiento de estos, otras variantes de equilibrio ecológico.

Una de las actividades humanas que históricamente ha sido sensible y contestataria a las demandas de la sociedad es la minería y que actualmente enfrenta el reto de dilucidar cual es su verdadera responsabilidad frente a la sociedad en su conjunto. Sociedad que reclama la responsabilidad económica y ambiental y exige el correcto cierre de minas y la gestión de pasivos ambientales.

Es muy importante identificar y conocer los conflictos que ponen a prueba la responsabilidad de la industria minera frente a la sociedad y por otro lado la capacidad de la sociedad de aceptar a la minería como una actividad de primera necesidad y básica para el desarrollo económico y social y dentro de la sociedad, los decisores.

## Áreas Mineras Reservadas. Una necesidad imperiosa.

En Cuba la Ley de Minas de 1995, [Ley 76] tiene como objetivo establecer la política minera y las regulaciones jurídicas que garanticen la protección, el desarrollo y el aprovechamiento racional de los recursos minerales en función de los intereses de la Nación. (Art. 1) y en su Capítulo .XIII, se refiere específicamente a las Áreas Mineras Reservadas como “zona que por su perspectiva evidente de la existencia de concentraciones minerales, sea conveniente preservar, limitando la realización de actividades ajenas a las geológicas o mineras que puedan dañar la ejecución del propósito minero para el cual se preserve dicha área”.

Por otra parte con el Decreto Ley de Áreas Protegidas año 1999 se pretende garantizar la conservación y el uso sostenible de la diversidad biológica, de aquellas áreas de relevancia ecológica, social e histórico - cultural especialmente consagradas, **mediante un manejo eficaz**, a la protección y mantenimiento de la diversidad biológica y los recursos naturales, históricos y culturales asociados. [Art.2, Decreto-Ley N° 201].

Si consideramos los recursos minerales como recursos naturales y de hecho lo son, las AMR sin ser competencia de este decreto, son también áreas protegidas pero amparadas por la Ley de Minas. Antes de la promulgación de la actual Ley 76, las AMR en su concepción actual, no se encontraban tipificadas en ninguna norma jurídica anterior, aunque si los Cotos Mineros, que actualmente no figuran como una categoría especial de depósito mineral o mina antigua, pero tampoco han sido derogados aquellos que fueron así categorizados por decreto.

La autoridad minera, (ONRM), a partir de 1994 y ante el riesgo inminente de que algunas áreas que incluían depósitos de relevante connotación económica a corto plazo, pudieran ser requeridas por los organismos del estado para otros fines que no fueran los mineros, propuso algunas áreas, para que fueran decretadas Áreas Mineras Reservadas y así garantizar su futura explotación cuando fuera conveniente evitando de esta forma algunos errores de ordenamiento que ya se habían experimentado; pero realmente esto no constituía todavía una situación de apremio. Sin embargo al comenzar el Ministerio de Ciencias Tecnología y Medio Ambiente (CITMA) a estructurar toda una base jurídica que diera respuestas a las concepciones mas avanzadas de protección al medio ambiente y son aprobados la Ley 81, Ley del Medio Ambiente y el Decreto de las Áreas Protegidas, el Sistema Nacional de Áreas Protegidas inicia una encomiable labor en la localización del potencial a proteger y en su oficialización como Área Protegida (AP), lo que constituyó un elemento de cambio significativo para el ordenamiento territorial en general y muy particularmente para el ordenamiento de los recursos minerales y las AP en tanto estas pudieran entrar en conflicto territorial con aquellos, sobre todo cuando no siempre se realizaran con el debido rigor los trámites de compatibilización.

A partir de entonces y no fuera de cierta lógica, se ha estado afrontando una realidad dada por el prejuicio ante la actividad minera como una actividad agresiva del medio natural, y es el limitado alcance que le hemos dado a la posibilidad del **manejo eficaz** como concepto. Se tiende por lo general a excluir, o área minera, o área protegida, quien llegue primero gana.

Cuba es un país enfrascado cada vez más en su desarrollo socioeconómico y aunque no somos un país eminentemente minero, es la minería del Níquel, la 2<sup>da</sup>. Fuente de ingresos del país y la minería de los materiales de construcción la que deberá hacer frente a la necesidad constructiva, creciente e impostergable de nuestra Nación.

## METODOLOGIA

La ONRM ha estado considerando la estrategia a seguir en la necesidad imperiosa de proponer nuevas AMR y ratificar las ya propuestas y todavía en trámite. Se ha partido en este primer momento, del análisis de los depósitos que se encuentran formando parte del BNRR para llamar la atención sobre su potencial minero y la necesidad de iniciar su tramitación como Áreas Mineras Reservadas. En el caso de posibles conflictos de uso, llevar el análisis al tipo de manejo que se podría llevar a efecto, mas allá de quien propone primero, sino dentro del marco del ordenamiento territorial más racional.

Los depósitos de materiales de construcción y minerales técnicos, raros y escasos han sido los primeros en ser tomados en consideración en tanto que la mayoría de las zonas de interés de minerales metálicos o son cotos mineros antiguos, o tienen iniciado el trámite, con independencia de que los depósitos de minerales metálicos, dadas sus ocurrencias como hechos excepcionales de la naturaleza, no tienen la opción de áreas alternativas como podría ocurrir por ejemplo en las materias primas minerales no metálicas, mas abundantes y arealmente distribuidas.

Los estudios geológicos realizados hasta el momento han revelado ya numerosos prospectos tanto de materias primas no metálicas como de minerales metálicos que por diversas razones, donde prevalecen las económicas unas veces y las de mercado y/o estratégicas en otras, no se llegaron a explotar y que forman todas partes del Balance Nacional de Recursos y Reservas del país. En el BNRR, se relacionan más de 900 depósitos minerales de los diferentes tipos, en los cuales en su momento fueron empleados recursos humanos, técnicos y financieros que dieron como resultado un volumen estimado de recursos, y que por razones eminentemente económicas, las dos terceras partes de ellos no han sido desarrollados.

Para el análisis de las áreas a tomar en consideración, en una primera etapa, se han priorizado los tipos de materias primas que ya incluso nos apremian en su explotación mas racional, como son los materiales de construcción y lógicamente los minerales raros y escasos a nivel de Unidades Territoriales (UT) en sus necesidades locales y/o de interés nacional dada la constitución geológica de nuestro territorio insular. Identificándose las necesidades estratégicas de los recursos minerales a corto, mediano y largo plazo.

Como UT, a los fines de este trabajo, hemos separado 8 regiones, en su expresión mas general, y su posible oferta/demanda a corto y mediano plazo. Estas son: Pinar del Río, Habana-Ciudad de la Habana, Matanzas, las provincias de la región central occidental (CROcc :Cienfuegos, Villaclara y Sancti Spiritus), las de la región centro oriental (RCOtal: Ciego de Ávila, Camaguey- Las Tunas); la región norte oriental (RNOtal: provincia Holguín), la región sur oriental (RSOtal: provincias Granma, Santiago de Cuba y Guantánamo) y el Municipio Especial Isla de la Juventud.

De un primer análisis se considera posible la presentación para iniciar su reconocimiento como AMR a 168 depósitos, de los 632 depósitos con estimación de recursos que en principio deberán ser todos reanalizados, sobre todo para las regiones centrales y orientales donde en esta primera etapa solo se involucraron las áreas de prioridad inmediata.

En el análisis de las materias primas, fueron priorizadas:

- Todos los depósitos con uso en la industria cementera del país.
- Todos los depósitos de materiales de la construcción que se hayan estudiado y reportado recursos aprobados por la ONRM en los territorios de las provincias de Ciudad de La Habana y La Habana.
- Los depósitos de materiales de construcción que se encuentren en un radio de 20 Km. de las ciudades capitales.

- Todos los depósitos de arcillas para cerámica roja en las regiones de Pinar del Río (Viñales), Sancti Spiritus, Camagüey y Santiago de Cuba (Por su alto consumo de tejas en áreas turísticas de tipo colonial).
- Todos los depósitos de arenas naturales del país.
- Minerales técnicos de ocurrencias muy localizadas, con posible connotación en la industria nacional (cianitas, granates, etc.)

Se estimó el Potencial Geólogo-Minero (PGM), entendido este como la capacidad que tiene el territorio de ofrecer recursos minerales con calidad, cantidad y condiciones técnico mineras que favorecen su aprovechamiento. [Sánchez, 2002] Para esta estimación se realiza una evaluación de expertos de las variables: tamaño de la ocurrencia, la calidad, el acceso, la perspectividad y las condiciones técnico mineras, pero particularizando en la realidad geólogo-minera y de conformidad con las necesidades de la UT dada.

Para la estimación del PGM suele aplicarse una escala de valores de 1 a 5 (para los valores mínimo y máximo respectivamente) afectada por un coeficiente de ponderación o peso que permite cuantificar su importancia con relación a las demás variables [Molina E. J. 2002]. A estos coeficientes se llega por el consenso de los expertos con el objetivo de minimizar la subjetividad durante la evaluación. Con la estimación del PGM, (Tabla I) se propicia un alto nivel de pertinencia de la información, ofreciendo al decisor de una vez la percepción de la misma y la posibilidad de selección atendiendo a las necesidades de la UT bajo un análisis preliminar costo beneficio de primera mano con independencia de ser siempre necesaria la consulta especializada.

Los criterios de evaluación fueron;

**Tamaño (T)** : Se refiere al volumen de los recursos que clasifica los depósitos en Grandes, Medianos y Pequeños. Existen normas de clasificación de los depósitos que operativamente se encuentran vigentes y fueron utilizadas en el Mapa de Yacimientos Minerales Esc. 1:500 000 de Cuba de 1989) La puntuación a valorar será: Grandes G:(5) ; Medianos M:(4) ; Pequeños P:(3) ; Manifestación Mf:(2).

**Calidad (CL)**: Se evaluará por el experto los parámetros para los cuales ha sido evaluada la materia prima, tomando en cuenta si estos se comportan como:

- ✓ Valores Medios, la evaluación es de muy alta (**MA**) y puntea con 5. (Se refiere a que todos los índices tienen un espectro de su rango límite aceptable para sus posibles usos).
- ✓ Valores Mínimos y Máximos, sería alta (**A**) y puntea con 4. (dentro de valores medios, 1 o mas índices con valores extremos que son límites de la calidad solicitada)
- ✓ Si no cumple alguno de los índices y si los otros, sería media (**M**) y puntuara con 3.
- ✓ También se tendrá en cuenta la diversidad de usos que resalta la importancia económica del recurso al darle alternativas de uso, aunque no todos sus índices cumplan con los rangos establecidos, por lo que puede considerarse una materia prima útil aunque de calidad baja (**B**) y la puntuaremos con (**2**).

**Accesibilidad, (A)**: En la valoración del tipo de acceso influyen varios aspectos, uno de ellos es el grado de las pendientes, sobre todo si se tiene en cuenta que se ha de transportar mineral, el tipo de vía y si esta existe o no, lo cual influiría en los costos de la posible inversión. Los criterios que utilizaremos serán:

- ✓ Carretera por relieve llano-semillano: **MB (5)**
- ✓ Terraplén por relieve llano-semillano: **B (4)**
- ✓ Carretera de montaña: **R (3)**
- ✓ Terraplén de montaña: **M (2)**
- ✓ Camino de montaña: **MM (1)**

**Perspectividad, (Pp)**: Mide la posible continuidad litológica del depósito. Se evalúa como:

- ✓ Muy Perspectivo (Distribución regional) **MP (5)**
- ✓ Perspectivo (amplia distribución más allá del depósito): **P (3)**
- ✓ Poco Perspectivo (restricción local, escasas posibilidades de expansión:

## PP (1)

Condiciones Técnico Mineras (CTM): Se toman en consideración las características del macizo, condiciones tectónicas, nivel de las aguas, posible drenaje natural, etc. Se valoran de forma general en: Muy Buenas **MB (5)** ; Buenas **B (4)** ; Regular **R (3)** ; Malas **M (2)** y Muy Malas **MM (1)**

Para el establecimiento de los coeficientes de ponderación se consideraron los tres grupos de depósitos de minerales industriales clasificados según su grado de perspectiva [Batista, 2005]  
Grupo I-Los materiales de mas amplio uso y explotación masiva; Grupo II-Los materiales de perspectiva mas reducida Grupo III-Los materiales mas escasos, raros, únicos, especiales

El valor del PGM del depósito se estimará entonces:

$$\text{PGM} = \frac{\text{Co.t} \cdot T}{100} + \frac{\text{Co.cl} \cdot \text{CL}}{100} + \frac{\text{Co.a} \cdot A}{100} + \frac{\text{Co.p} \cdot P}{100} + \frac{\text{Co.ctm} \cdot \text{CTM}}{100}$$

Donde: Co.t, Co.cl, Co.a, Co.p y Co.ctm, Son los coeficientes de ponderación considerados para la variable dada según el grupo antes definido.

El PGM de valor entre 4 y 5, se considera de condiciones muy favorables para la explotación; de valor entre 3 y 4 favorable, entre 2 y 3 poco a medianamente favorable y entre 1 y 2, se desestima por el momento.

### Esquema de análisis general realizado para alguna UT a manera de ejemplo.

Nosotros hemos considerado por ejemplo que los depósitos de materiales de la construcción estudiados de provincia Habana y Ciudad de la Habana, todos deben ser resguardados. De todos es sabido que el reto constructivo que ya enfrentan esas provincias ni con mucho, es comparable a las necesidades de materiales de la construcción que ambas provincias deberán enfrentar en un futuro no tan lejano, e incluso muy próximo, si no somos agraciados por la naturaleza y nuestra ciudad, la mayor del país se viera enfrentada a un meteoro de intensidad media, lo cual es un riesgo que se debe considerar. Para otras regiones, donde el déficit de piedra podría no parecer estar abocado, si lo suele estar por ejemplo las arenas, existiendo lugares como en Gramma donde esta materia prima es sumamente deficitaria, o en provincias como Pinar del Río donde las arenas suelen estar concentradas atendiendo a la morfología y disposición de sus cuencas hidrográficas en la zona centro occidental del mismo territorio. Siguiendo esta filosofía del análisis, fueron tomados en cuenta los depósitos de arcillas ferruginosas con uso en la cerámica roja, próximos a la ciudad de Trinidad en Santi Spiritu y al pueblo de Viñales en Pinar del Río, ya que estas localidades son Polos Turísticos muy importante y por la tipicidad de sus construcciones requieren techado de tejas.

No se cuenta con los avalúos de estos depósitos, tampoco hacen falta, en materia primas minerales es el análisis de su valor de uso, su costo beneficio y su condición de no renovables al menos en el ciclo de vida de una civilización el que debe prevalecer.

En la tabla II, se exponen por regiones el número de ocurrencia (Ocur) que se están proponiendo como AMR y el volumen de materia prima que representan. Por minerales técnicos aquí nos estamos refiriendo a: arenas cuarzosas (AQ), para usos especiales; zeolitas (Zta); feldepatos FK; granates (Gt); cuarzo,(Q); arcillas para cerámica roja; caolines (Kao); cianitas , carbonato de calcio ( $\text{CaCO}_3$ ) y roca ornamental.

## CONFLICTOS

El secular conflicto entre minería y protección al medio ambiente, puede resolverse o minimizarse, primeramente cumpliendo ambas esferas de acción con todas las regulaciones que ha emitido el país tanto para las AMR como para las propias concesiones mineras y las Áreas Protegidas. De primera importancia las compatibilizaciones que se realicen, y de existir conflicto el análisis conjunto de expertos que valoren las formas de manejo posible para minimizar el daño que podría causarse y



restaurarlo además, y sobre todo creando los mecanismos económicos enunciados en las regulaciones pero que en la práctica no se encuentran lo suficientemente estructurados, para obligar a las empresas mineras a cumplir con las obligaciones contraídas.

Errores en una tramitación de compatibilización pueden conducir a comprometer las áreas en uno u otro sentido de forma prácticamente irreversible, no valorar las posibilidades de manejo posible pone en divergencia total las decisiones a tomar pecando de irracionales, y no tener el mecanismo económico adecuado, nos conduce a convertir en letra muerta la regulación en tal sentido, empantanando las acciones de cierres de minas con el descrédito de la actividad ante el medio ambiente y todas las consecuencias que de ellos se derivan, quedando a la autoridad minera como única alternativa, la perseverancia en la lucha por lograr cierres de minas conformes a las exigencias de la protección del medio ambiente y la sociedad.

Tabla II. Número de AMR propuestas por regiones para las materias primas con aplicación a la industria del cemento, materiales de construcción y minerales técnicos.

Región	Materiales de Construcción						Minerales Técnicos Ocur/Mm <sup>3</sup>
	Industria Cementera		Áridos de Trituración		Áridos Naturales		
	Ocur	(Mm <sup>3</sup> )	Ocur.	(Mm <sup>3</sup> )	Ocur	(Mm <sup>3</sup> )	
Pinar del Río	-	-	1	730.443	13	167486.066	2/2008.372 AQ
Habana-CH	3	7654716.6 CS Y CC	8	70448.542	2	8038.236	4/8618.04 Cr 1/137.06 IQ 1/31.80 Zta
Reg.Centro Occ.	1	8 533.00 (CF)	4	281606.120	2	19074.75	2/1944.6 FK 2/16063.9 Gt 1/12001.0Zta 1/5.360.0 Q
Reg. Centro Otal	3 CF 4 CS-CC	15.448 -CF 135.549 CS Y CC	8	99568.460	10	8944.950	1/1685.316 Cer.Roj.
Reg. Sur Otal	4	409.520 CS Y CC	9	42752.570	9	8895.450	1/3125.73 CaCO <sub>3</sub>
Isla de la Juventud	-	-	1	882494.6	2	314868.0	2/164745.6 (AQ Y Kao) 1/1552539.6 (Cianita) 1/5492.0 Q 1/235956.6 R.Ornamental

CF: Corrector de Hierro; CS: Componente Silicatado; CC: Componente Carbonatado

## CONCLUSIONES

- La encomiable labor del CNAP, a la par que el desarrollo institucional, económico y de la planificación física del país, introdujo el elemento de cambio necesario y perentorio a la filosofía de propuestas de nuevas Áreas Mineras Reservadas,
- Es una necesidad imperiosa comenzar los expedientes para realizar la propuesta y certificación de depósitos con recursos estimados y alto valor de uso a corto, mediano y largo plazo, para ser distinguidos como AMR.
- Los conceptos de manejo eficaz deben constituir una práctica obligada, reglamentada y agotada, para cada depósito mineral que pudiera considerarse en posible conflicto con áreas



que al mismo tiempo merecen ser protegidas por cualquiera de las consideraciones que contempla la Ley.

- Todos los depósitos registrados en el BNRR deben ser susceptibles, previo análisis propuesto como AMR.
- Por el momento se han definido 104 depósitos de materias primas no metálicas (para cemento, materiales de construcción y algunos minerales técnicos) para ser presentados a trámites de categorización como AMR
- Es necesario estimar el PGM de los depósitos minerales y de las regiones en que estos se encuentran con fines inmediatos de ordenamiento territorial, como herramienta para una información expedita a los decisores y de evaluación conjunta, para el posible manejo, de ser necesario, con las AP.
- Es necesaria la aceptación mutua de las responsabilidades sociales de la industria minera y de la protección al medio, y la necesidad de desarrollar ambas actividades responsablemente para la sociedad actual y para la futura.
- El desarrollo sostenible no es mantener un estado permanente de armonía, sino un proceso de cambio, basado en el uso de tecnologías capaces de satisfacer las necesidades básicas y, a la vez, de conservar y/o establecer nuevos estado de armonía con el medio circundante.
- La minería no es depredadora del medio, algunos hombres que están responsabilizados con su ejecución, puede ser que si.

## BIBLIOGRAFIA

- Batista Glez, Rolando; J. Martínez Salcedo; et.al., 2005. Depósitos de Rocas y Minerales Industriales en Cuba, sus principales regularidades Estructo-Formacionales y Perspectivas. 1<sup>era</sup> Convención Cubana de Ciencias de la Tierra. CD-Memorias: Trabajos y Resúmenes, GEO 15-2. Palacio de las Convenciones. La Habana.
- CEPAL (Comisión Económica para América Latina y el Caribe), (2005), Notas de la CEPAL. N° 91, Santiago de Chile. En CD\_ Memorias, IX Congreso Mundial para la Minería Latinoamericana, 2006.
- Decreto-Ley N° 201, 1999, Del Sistema Nacional de Áreas Protegidas. Gaceta Ordinaria N° 84, del 24-12-1999.
- Ley N° 76, 1995, Ley de Minas. Gaceta Ordinaria N° 3, del 23-01-1995.
- Mapa Yacimientos Minerales No Metálicos, 1988, Instituto de Geología y Paleontología. MINBAS
- Molina E, J., 2002, Los Recursos Minerales y la Minería como Componentes del Medio Físico en la Planificación Territorial en Colombia. En La Minería en el Contexto de la Ordenación del Territorio. Editores Roberto C. Villas-Bôas, Roberto Page. Río de Janeiro. CNP/CYTED. pp. 171-195.
- Sánchez, M. E., J.Fernan, 2002. Lineamientos del Ordenamiento Ambiental Territorial y La Minería. Caso de estudio Parque Minero Mochuelo. Bogota, Colombia. En La Minería en el Contexto de la Ordenación del Territorio. Editores Roberto C. Villas-Bôas, Roberto

Tabla. I Ej. De Estimación del PGM de parte de los depósitos propuestos como AMR en las Prov. De la Habana y Ciudad Habana

ID	Nombre	Grup	Materia Prima	T	Co.t	Total T	CL	Co.cl	Total CL	Pp	Co.p	Total Pp	A	Co.a	Total A	CTM	Co. ctm	Total CTM	PGM
1	Guanajay	G-I	Calizas	3	0.15	0.45	3	0.15	0.45	3	0.1	0.3	4	0.3	1.2	4	0.3	1.2	3.6
2	Meseta Roja	G-II	Fosforita	3	0.2	0.6	4	0.15	0.6	3	0.15	0.45	4	0.3	1	3	0.25	0.75	3.4
3	Castilla	G-I	Zeolita	3	0.15	0.45	4	0.15	0.6	5	0.15	0.75	4	0.3	1	3	0.25	0.75	3.55
4	El Paso	G-I	Zeolita	3	0.15	0.45	4	0.15	0.6	4	0.15	0.6	4	0.3	1	3	0.25	0.75	3.4
5	Kessel	G-I	Arcillas	3	0.15	0.45	3	0.15	0.45	3	0.1	0.3	4	0.3	1.2	4	0.3	1.2	3.6
6	San Luis	G-I	Arcillas	3	0.15	0.45	3	0.15	0.45	3	0.1	0.3	4	0.3	1.2	4	0.3	1.2	3.6
7	Bauta	G-I	Arcillas	3	0.15	0.45	3	0.15	0.45	3	0.1	0.3	4	0.3	1.2	4	0.3	1.2	3.6
8	Boca de jaruco	G-I	Calizas	3	0.15	0.45	3	0.15	0.45	1	0.1	0.1	4	0.3	1.2	3	0.3	0.9	3.1
9	Mangas	G-II	Arenisca Calcarea	3	0.2	0.6	3	0.15	0.45	1	0.15	0.15	4	0.3	1	4	0.25	1	3.2
10	Pijirigua	G-II	Arenisca Calcarea	4	0.2	0.8	3	0.15	0.45	3	0.15	0.45	4	0.3	1	4	0.25	1	3.7
11	Guines B. España	G-I	Calizas	3	0.15	0.45	4	0.15	0.6	3	0.1	0.3	4	0.3	1.2	3	0.3	0.9	3.45
12	San Roque	G-I	Arena	4	0.15	0.6	3	0.15	0.45	3	0.1	0.3	4	0.3	1.2	3	0.3	0.9	3.45
13	La Jutia	G-I	Calizas	3	0.15	0.45	4	0.15	0.6	3	0.1	0.3	4	0.3	1.2	4	0.3	1.2	3.75
14	San Luis II	G-I	Arenisca	3	0.2	0.6	4	0.15	0.6	5	0.15	0.75	4	0.3	1	4	0.25	1	3.95
15	Loma del Cura	G-I	Calizas	3	0.15	0.45	4	0.15	0.6	5	0.1	0.5	4	0.3	1.2	3	0.3	0.9	3.65

$$PGM = \text{Co.t}^* T + \text{Co.cl}^* CL + \text{Co.a}^* A + \text{Co.p}^* Pp + \text{Co ctm}^*$$

## PROBLEMAS PROVOCADOS POR EL INCUMPLIMIENTO DE LOS PROGRAMAS DE CIERRES DE ALGUNAS MINAS

**Carlos César Cañete Pérez <sup>(1)</sup>**

(1) Oficina Nacional de Recursos Minerales (ONRM). Salvador Allende # 666, Centro Habana, Ciudad de la Habana, Cuba; E-mail: carlos@onrm.minbas.cu

### RESUMEN

Los procesos mineros generan impactos sobre el Medio Ambiente que son producidos a través de todas sus fases, pero con la implementación de Sistemas de Gestión Ambiental y Programas de Cierres adecuados se minimizan dichos impactos, pudiéndose lograr la recuperación total de las áreas afectadas por la minería. La ONRM, como Autoridad Minera, ejerce el control de la situación ambiental y del cumplimiento de los Planes de Protección del Medio Ambiente, los Programas de Cierres y los Proyectos de Recuperación de las áreas afectadas por los mineros, a través de las Inspecciones Estatales.

Cuando los programas concebidos para el cierre y recuperación de áreas minadas no se cumplen, no se realiza la gestión ambiental necesaria y no se cierran las minas, se provocan una serie de problemas, daños y peligros para la población expuesta, que en algunos casos pueden ser irreversibles.

El objetivo del presente trabajo es mostrar y discutir a través de una serie de fotos, los problemas provocados por el incumplimiento de programas de cierres de algunas minas, entre los que se destacan la contaminación de las aguas superficiales y subterráneas con drenaje ácido de mina y metales pesados, peligro de colapso de diques de colas con la correspondiente afectación a las cuencas de los ríos, movimiento de masa y erosión en laderas y pendientes de instalaciones que pueden afectar a la población expuesta.

### ABSTRACT

The mining processes generate impacts on the Environment that are produced through all their phases, but with the implementation of appropriate Systems of Environmental Administration and Closings Program this impacts they are minimized, you can achieve the total recuperation of the areas affected by the mine. The ONRM, as Mining Authority, executes the control of the environmental situation and of the fulfillment of the Environmental Protection Plans, the Programs of Closing Mine and the Projects of Recuperation of the areas affected by miners, through the State Inspections.

When the programs conceived for the closing and recuperation of mined areas are not fulfillment, not carried out the necessary environmental administration and the mines not close, are achieved a series of problems and damages for the exposed population that it can be irreversible in some cases.

The objective of the present work is to show and to discuss through a series of pictures, the problems caused by the nonfulfillment of programs of closings of some mines, among those that stand out the contamination of the superficial and underground waters with sour drainage of mine and heavy metals, are in danger of collapse of dikes of tailing dam with the corresponding affectation to the rivers, movement of mass and erosion in hillsides and slopes of facilities that can affect the exposed population.

### INTRODUCCION

La minería fue una de las primeras actividades económicas que se desarrolló en Cuba. Desde el comienzo de la historia la evolución del ser humano ha implicado un íntimo contacto con la tierra, sobre la superficie terrestre el hombre ha edificado su hogar, de las minas ha obtenido sus combustibles con los que ha generado calor y potencia, sus metales para su uso y decoración y todo el material que ha necesitado para sus construcciones.

Los procesos mineros generan impactos sobre el Medio Ambiente y son producidos a través de todas sus fases, pero con la implementación de Sistemas de Gestión Ambiental y Programas de Cierres

adecuados se minimizan dichos impactos y se puede lograr la recuperación total de las áreas afectadas por la minería.

La Constitución de la República de Cuba, en el artículo 27 postula, que el Estado protege al medio ambiente y los recursos naturales del país. Reconoce su estrecha vinculación con el desarrollo económico y social sostenible para hacer más racional la vida humana y asegurar la supervivencia, el bienestar y la seguridad de las generaciones actuales y futuras.

A finales de 1976 se crea la Comisión Nacional para la Protección del Medio Ambiente y el Uso Racional de los Recursos Naturales (COMARNA), que funciona hasta 1994, que pasan estas funciones al Ministerio de Ciencia, Tecnología y Medio Ambiente (CITMA).

En 1981 se aprueba la Ley 33, donde ya se esbozaba la reglamentación para la realización de Evaluación de Impacto Ambiental (EIA) de las nuevas inversiones, a esta ley le faltó la aprobación de las reglamentaciones complementarias y es derogada por la Ley 81 de Medio Ambiente que es aprobada por la Asamblea Nacional en julio de 1997.

En 1995 se aprueba la Resolución 168 del CITMA, donde se establece el Reglamento para la realización de las EIA y el otorgamiento de las licencias ambientales, que es derogada por la Resolución 77 de 1999.

La Ley 76. Ley de Minas, publicada en la Gaceta Oficial de la República en Enero de 1995, en su articulado faculta a la Oficina Nacional Recursos Minerales (ONRM), como Autoridad Minera a controlar el desarrollo de la minería y en 1997 se aprobó el Decreto No. 222 "Reglamento de la Ley de Minas" donde se describen las diferentes contravenciones relacionadas con dicha Ley.

Es necesario señalar también, que actualmente se trabaja fuertemente en el Comité Técnico Nacional de Normalización sobre Gestión Ambiental para el completamiento y actualización de las normas ambientales.

El objetivo del presente trabajo es mostrar y discutir a través de una serie de fotos, los problemas provocados por el incumplimiento de programas de cierres de algunas minas, entre los que se destacan la contaminación de las aguas superficiales y subterráneas con drenaje ácido de mina y metales pesados, peligro de colapso de diques de colas con la correspondiente afectación a las cuencas donde se ubican, movimiento de masa y erosión en laderas y pendientes de instalaciones que pueden afectar a la población expuesta, etc.

## **MATERIALES Y MÉTODOS**

En el proceso de ejecución de la minería se lleva a cabo la deforestación con el objetivo de quitar la vegetación y el suelo, para la posterior extracción del material estéril, de baja ley, que se deposita en escombreras y del mineral que es procesado en las plantas de beneficio, por lo que trae como resultado:

- Alteración del relieve por las obras mineras,
- El cambio del uso y ocupación del suelo,
- Alteraciones estéticas del paisaje,
- Pérdidas del sustrato rocoso,
- Contaminación de aguas superficiales y subterráneas y alteraciones en sus regímenes,
- Erosión del suelo producto del desbroce, construcción de caminos, escombreras, extracción de mineral, construcciones para drenaje,

- Generación de drenaje ácido de roca y movilidad de metales pesados y otros en zonas de escombreras, depósitos y canteras, etc.

Los Programas de Cierres y Recuperación de las áreas afectadas por la minería se llevan a cabo por un proyecto que es compatibilizado con los diferentes organismos y de acuerdo con la comunidad, el gobierno y el Plan Director Territorial, se decide el uso futuro del área minada, que puede ser: social, forestal, agrícola, etc. y es presentado al Ministerio de Ciencia, Tecnología y Medio Ambiente para la obtención de la Licencia ambiental correspondiente.

Cuando los programas concebidos para el cierre y recuperación de áreas minadas no se cumplen, no se realiza la gestión ambiental necesaria y se abandonan las minas, se provocan una serie de problemas, daños y peligros para la población expuesta, que en algunos casos pueden ser irreversibles.

La ONRM, como Autoridad Minera del país, ejerce el control de la situación ambiental y del cumplimiento de los Planes de Protección del Medio Ambiente, los Programas de Cierres y los Proyectos de Recuperación de las áreas afectadas por los concesionarios, a través de las Inspecciones Estatales y en el proceso de las mismas se detectan los principales impactos, áreas afectadas y los principales problemas provocados por el incumplimiento de los programas de cierres de las diferentes minas que no los han ejecutados como se establece en la Ley de Minas y sus Reglamentos.

Los tres cierres de los que se trata este trabajo fueron aprobados por el Comité Ejecutivo del Consejo de Ministros en diferentes fechas. Estos Cierres Totales Definitivos se solicitaron porque la continuación de la explotación no presentaba viabilidad económica, acorde al artículo 63 de la Ley de Minas.

## RESULTADOS

Según las Inspecciones realizadas por la Dirección de Minerales de la Oficina Nacional de Recursos Minerales (C. Cañete, 1997-2006) los principales problemas provocados por el incumplimiento de los Programas de cierres son:

- Contaminación del aire por emisiones de gases y partículas respirables.
- Contaminación de suelos por material particulado, metales disueltos, por sales de efluentes líquidos y por emisiones a la atmósfera de material particulado y cambio de pH.
- Contaminación de aguas superficiales, marinas y subterráneas por efluentes líquidos, metales disueltos, cambio de pH, sedimentos y sales,
- Contaminación y destrucción de recursos naturales renovables que absorben contaminantes desde el aire, las aguas y el suelo.
- Extensión de las situaciones de contaminación de recursos naturales a la contaminación de las personas.
- Colapso de diques de colas con la correspondiente afectación a las cuencas donde se ubican y a la población expuesta.
- Movimientos de masas y erosión en laderas y pendientes de instalaciones que pueden afectar a la población expuesta.

La Oficina Nacional de Recursos Minerales (ONRM) desde el año 2002 viene confeccionando dictámenes periódicos sobre la situación de los cierres de minas, destacándose los peligros potenciales derivados del incumplimiento de los Programas de Cierres y los Proyectos de Recuperación de las áreas afectadas, la misma se mantiene prácticamente igual y en todas las inspecciones realizadas se ha destacado la necesidad de la ejecución de estos proyectos y las

implicaciones ambientales y peligros potenciales que acarrearán para el entorno circundante, incluyendo a los residentes de los diferentes lugares.

Hasta el momento las acciones desarrolladas por las empresas responsables de los cierres son mínimas, argumentando carencia de financiamiento, por lo que es de extrema necesidad aplicar en el nuevo Reglamento de la Ley de Minas contravenciones severas por el incumplimiento de los Programas de cierres.

El drenaje ácido de una mina se define como la contaminación química inorgánica del agua que resulta de una oxidación natural de los sulfuros contenidos en la roca que está expuesta al aire y al agua a menudo acelerado por la actividad microbiana y en casos extremos, este drenaje se caracteriza por un pH. bajo, un alto contenido de sulfato y niveles elevados de metales disueltos. Estos factores tienen por lo general efectos nocivos sobre la calidad del agua en el ambiente adyacente que lo recibe. El *Thiobacillus ferrooxidans*, es una bacteria común que acelera la oxidación de los sulfuros creando ácido sulfúrico y liberando metales pesados como cobre, níquel, plomo y zinc (Hutchison I. P., R. D. Ellison, 1992).

La generación de drenaje ácido se considera de forma resumida en varias etapas (Hutchison I. P., R. D. Ellison, 1992 modificado):

- Oxidación química o biológica de la pirita y otros minerales sulfurosos cerca del pH. neutral produciendo hierro ferroso y acidez. Esto puede ser catalizado por la bacteria antes mencionada, a través del contacto directo con los minerales sulfurosos.
- En presencia de oxígeno el hierro ferroso es oxidado a férrico, que precipita como  $\text{Fe}(\text{OH})_3$  y libera más acidez y a medida que el pH baja, cerca de 3,5; el ión férrico permanece en la solución y oxida la pirita directamente.
- La barita cataliza rápidamente el proceso oxidando el hierro ferroso a férrico y la producción de acidez es aumentada varias veces en magnitud. Grandes cantidades de ácido asociado con la liberación de metales en solución son producidas por este fenómeno. La abundancia de minerales sulfurosos es un factor importante del drenaje ácido.

El agua también juega un papel importante en disolver los productos de la oxidación de la superficie de minerales sulfurosos. El ácido y los sulfatos de metales pueden acumularse durante el periodo de sequía y salir después en tiempos de precipitaciones.

Los minerales de carbonatos como la calcita y la dolomía, son los principales componentes naturales neutralizantes de ácidos de los residuales de minas. Estos minerales pueden neutralizar el ácido producido por la oxidación de los sulfuros y prevenir el establecimiento de bajos pH. requeridos por los microorganismos.

Dos de las minas cerradas se encuentran en el Occidente de Cuba y están formada por una mina subterránea y una a cielo abierto, dos Plantas de Procesamiento, dos presas de colas, estando el dique de una de ellas en mal estado, edificios administrativos y zonas de almacenes y varios depósitos en de concentrados, escombros y minerales que debido a la composición química y mineralógica con contenidos apreciables de sulfuros, por lo que su continuada oxidación y lixiviación provoca la generación de drenaje aguas ácidas cargadas de metales pesados que son altamente tóxicos. Además se debe también destacar que en una de las minas hay una zona, que producto de las galerías subterráneas, donde hubo un hundimiento o derrumbe de la superficie del terreno.

En las rocas encajantes es muy frecuente la presencia de piritización, lo que origina también drenaje ácido de las escombreras. En una de las minas estas menas se oxidan con facilidad en las minas, produciéndose autocombustión, drenaje ácido y metales pesados disueltos como se puede observar en los resultados del muestreo histórico y la medición de pH de las aguas que salen de un socavón, del escurrimiento superficial, de las escombreras y depósitos.



El análisis de las muestras tomadas en una de estas minas en diferentes etapas demuestra que son generadores de ácido de mina y se corrobora por el constante bajo pH de sus efluentes líquidos que oscila entre 1,5 y 3,1 (C. Cañete, 2005).

En otra de las minas en el 2001 comenzaron la recogida de escombros, minerales y concentrados esparcidos para su depósito en la zona de derrumbes producto de la minería subterránea y hoy día esta tarea está sin concluir, planteándose que no han continuado el proyecto, por no tener financiamiento para su ejecución, por lo que estos materiales están aportando drenaje ácido cargado de metales pesados al escurrimiento superficial que posteriormente pasa a las aguas superficiales y subterráneas receptoras de la región en cuestión.

El dique de una de las Presas de Colas que estaba en mal estado, presentaba peligro potencial de colapsar, sucedió lo que se pronosticó y recientemente se constató que dicho dique colapsó, se produjeron arrastres de colas fuera de los límites de la misma y hay emanaciones de aguas ácidas cargadas de metales pesados que son altamente tóxicos, pasan a las aguas superficiales y subterráneas, principalmente las de la cuenca del río receptor que desemboca en el mar y en su recorrido debe ser utilizado como abrevadero animal y regadío, lo que representa un peligro latente de contaminación para la salud de las personas, ya que por cadena trófica puede pasar a los seres humanos, aunque recientemente el dique fue restablecido, se debe además de restablecer y reforzar el dique, realizar la construcción de las zanjas perimetrales de captación del escurrimiento superficial para evitar que el mismo entre en la presa, recolectar y trasladar las colas vertidas hacia la presa y realizar la ejecución del proyecto aprobado.

La otra mina se encuentra muy cerca de un poblado y lleva mucho tiempo desde la paralización de las labores mineras, sin realizar ninguna acción mitigadora de impactos ambientales, generando grandes afectaciones a los diferentes componentes del Medio Ambiente en un territorio muy impactado por la minería y por todo lo anteriormente señalado, principalmente por las afectaciones continuadas y acumulativas en los recursos hídricos asociados y en primera instancia las implicaciones que pudiera tener en la salud de los residentes del poblado que reciben agua de diferentes pozos subterráneos de abasto, ubicados en los alrededores del mismo y además ser utilizadas como aguas de riego, de baño y que por la cadena trófica también puede pasar al hombre.

El cierre definitivo de la tercera mina se hace una necesidad teniendo en cuenta el agotamiento de sus reservas que pudieron ser explotadas a cielo abierto y resulta económicamente imposible el paso a la minería subterránea por lo que paraliza sus actividades en Junio del 2001.

Las labores mineras de varios siglos ha conllevado a la contaminación de las aguas superficiales y la amenaza de los recursos hídricos y sus ecosistemas asociados, la atmósfera y la degradación de los suelos impactando al medio ambiente del poblado cercano, así como de sus áreas circundantes, donde existen grandes problemas de abastecimiento de agua a la población (por su escasez).

Por ser la mina de cobre más antigua de América, sus intereses patrimoniales, religiosos y turísticos, por estar enclavada a muy poca distancia del Santuario Nacional de la Virgen de la Caridad "Patrona de Cuba" y muy cerca del conjunto escultórico "El Cimarrón", que forma parte de la "Ruta del Esclavo en el Caribe", los impactos ambientales provocados a lo largo de más de cuatro siglos de explotación, debido a que fue mayormente explotada antes de la promulgación de la legislación actual, la ONRM confeccionó un Proyecto Marco y la Empresa Geominera Oriente confeccionó todos los subproyectos que lo conforman, pero los mismos no se han aprobados por la ONRM por problemas técnicos, después de haber pasado por un largo proceso de revisión y de correcciones.

Del 16 de Septiembre del 2005 al 7 de Julio del 2006 se llevó a cabo un trabajo conjunto CPRM-de Brasil, la ONRM y Geominera Oriente, para el proyecto de colaboración de evaluación y diagnóstico

sobre la degradación ambiental de la mina, donde se detectaron una serie de problemas y peligros inminentes, que por su importancia y nivel de afectación a la población expuesta, se confeccionó un informe de los resultados del trabajo que fue enviado por la ONRM a diferentes niveles del MINBAS y del Gobierno del país. Con estos resultados se deben complementar los subproyectos antes mencionados y tomar las medidas pertinentes al respecto lo antes posible y que serán detalladas en otro trabajo entre las que se destacan los peligros acarreados por rocas bamboleantes, problemas geotécnicos en escombreras y presas de colas, peligros de caída de personas y animales en la cantera, los de uso de las aguas de cantera, de las aguas superficiales y subterráneas, los peligros a la seguridad de las personas por el libre acceso, etc.

## CONCLUSIONES

Por las afectaciones continuadas y acumulativas en el medio ambiente y principalmente en los recursos hídricos asociados y en primera instancia las implicaciones que pudiera tener en la salud de los lugareños que reciben agua de diferentes pozos subterráneos de abasto, ubicados en los alrededores de una de las minas y además ser utilizadas como aguas de riego, de baño, como abrevadero animal y regadío, lo que representa un peligro latente de contaminación para la salud de las personas, ya que por la cadena trófica estos contaminantes, también puede pasar al hombre, se considera importante la ejecución de proyectos de cierres y recuperación de áreas afectadas aprobados, ya que estas tienen una gran repercusión en la calidad de vida de los pobladores de los alrededores de estas concesiones mineras.

El dique de una de las presas colapsó y se produjeron arrastres de colas fuera de los límites de la misma por lo que hay emanaciones de aguas ácidas cargadas de metales pesados que son altamente tóxicos, pasan a las aguas superficiales y subterráneas y principalmente las de la cuenca del río receptor que desemboca en el mar.

Con los resultados del Proyecto de Colaboración Cuba-Brasil se deben complementar los subproyectos confeccionados por Geominera Oriente y tomar las medidas pertinentes al respecto lo antes posible, ya que en la región hay peligros inminentes para la población expuesta que deben ser priorizado entre los que se destacan los movimientos de masas, los peligros de rocas bamboleantes problemas geotécnicos de escombreras y presas de colas, los peligros de caída de personas y animales en la cantera, los de uso de las aguas de cantera, los peligros a la seguridad de las personas por el libre acceso, etc.

Por todo lo anteriormente expresado es necesario cumplir con lo establecido en la Ley de Minas y su Reglamento, así como con los Acuerdos del Comité Ejecutivo y realizar los Programas de Cierres y proyectos de recuperación de áreas afectadas por dichas minas.

## RECOMENDACIONES

Por la gravedad de los daños que están ocurriendo por los cierres de minas no ejecutados esta situación debe ser comunicada oficialmente a los gobiernos y zonas de defensa en cada provincia, ya que en algunos casos se observan peligros inminentes para la población de los alrededores de las minas en cuestión, representando peligros que deben ser controlados y seguidos por la Defensa Civil Nacional.

Por todas las situaciones planteadas en este trabajo se debe aplicar en el nuevo Reglamento de la Ley de mina contravenciones severas por el incumplimiento de los programas de cierres y recuperación las áreas minadas.

Ejecutar la construcción de sistemas de tratamiento de residuales donde se neutralice el drenaje ácido proveniente de las escombreras, depósitos y obras mineras en general hasta que se concluya la ejecución de los proyectos aprobados de cierre y recuperación de áreas minadas. Realizar la impermeabilización y total aislamiento de los afloramientos de rocas generadoras de drenaje ácido de las zonas de las canteras, con el objetivo de evitar la percolación de las aguas con la presencia de oxígeno para imposibilitar la oxidación y posterior lixiviación de los sulfuros y por ende la generación de drenaje ácido cargado de metales pesados que son altamente tóxicos.

Realizar la impermeabilización y siembra de pasto estrella en las Presas de Colas generadoras de drenaje ácido o que puedan aportar sustancias tóxicas y peligrosas con el objetivo de encapsular dichos depósitos y disminuir la erosión de sus taludes, ya que su composición es de materiales sueltos.

Se debe además de restablecer y realizar el reforzamiento del dique colapsado de la Presa de Colas, construir zanjas perimetrales de captación del escurrimiento superficial para evitar que el mismo entre en la presa y vuelva a erosionar dicho dique, así como hacer la recolección y traslado de las colas hacia la presa para evitar la oxidación lixiviación de los sulfuros y la continua generación de drenaje ácido, por lo que se debe ejecutar el proyecto aprobado completo.

Se requiere la definición del financiamiento para realizar los cierres de minas y exigir, de ser necesario, el cumplimiento de los Programas de Cierres de Minas por etapas. Por lo que deberá buscarse soluciones y alternativas, entre ellas, el uso de instrumentos o mecanismos de regulación económica que incentiven y solucionen el problema creado. Especial atención deberá prestarse a la aprobación de los procedimientos que posibiliten y controlen la eficaz formación del fondo que garantice la recuperación de las áreas afectadas por la minería y la gestión ambiental de los concesionarios a partir de los ingresos empresariales y sin afectación estatal, así como dar la definición estatal del procedimiento financiero necesario para que se obligue a los concesionarios a crear fondos para la protección del Medio Ambiente y el cierre de minas.

## **BIBLIOGRAFIA.**

- Cañete Pérez C. C. (1997-2006). Actas de Inspección Estatal ONRM (Minería y Medio Ambiente). Yacimientos de Cuba. Ciudad de la Habana.
- Cañete Pérez C: C: Principales Impactos Ambientales Provocados Por La Minería Metalica En Una Región De Cuba Occidental. Memoria Explicativa de la I Convención de Ciencias de la Tierra, Ciudad de la Habana, 2005.
- Comisión Nacional del Medio Ambiente (1994). Manual de Evaluación de Impacto Ambiental. Conceptos y Antecedentes. Santiago de Chile.
- Constitución de la República de Cuba. Cuba. 1976.
- Decreto No. 222, Reglamento de la Ley de Minas. Gaceta Oficial de la República de Cuba. 19 de Septiembre de 1997.
- Hutchison I. P., R. D. Ellison, (Editors), 1992 Mine Waste Management, California Mining Association, Lewis Publishers, Inc. 127-194p.
- Ley 76, Ley de Minas. Gaceta Oficial de la República de Cuba. 21 diciembre de 1994.
- Ley 81, Ley de Medio Ambiente. Gaceta Oficial de la República de Cuba. 11 de julio de 1997.
- Resolución 77/99. Reglamento del Proceso de Evaluación de Impacto Ambiental. Gaceta Oficial de la República de Cuba. 6 de Agosto de 1999.

# PROPUESTA DE MODIFICACIONES A LA METODOLOGÍA DE CLASIFICACIÓN DE LAS RESERVAS TÉCNICAS

**Maddyl Reyes de Armas, Elmer Miguel Ruz Peña, Heriberto González Cervantes, Guillermo Santana Cruz**

*Oficina Nacional de Recursos Minerales, Dirección de Minerales, Villa Clara*

## RESUMEN

El establecimiento de las reservas técnicas tiene gran importancia para la planificación y ejecución de los trabajos de desarrollo minero y extracción del mineral en una mina, porque de ello depende toda la actividad que allí se lleva a cabo. Esto le permite al personal técnico encargado de las labores de explotación conocer en qué medida se garantiza el cumplimiento exitoso del plan de producción de la mina y en caso contrario planificar los trabajos necesarios.

Actualmente en nuestro país es una gran polémica este tema. Por esto tratamos en nuestro trabajo de acotar los conceptos a las posibilidades técnicas de las Empresas Mineras.

El Plan Anual de Minería es el documento técnico donde la ONRM ejerce el control de las reservas técnicas, que están comprendidas dentro de las reservas minerales pero que dependen de parámetros técnico-mineros para su clasificación. Estas se obtendrán de un Estudio de Factibilidad o de un Proyecto Minero. La clasificación depende del grado de conocimiento geológico y de su preparación técnico-minera por lo que se calculan subdividiéndolas por categorías.

Las Reservas Técnicas deben prepararse dentro de las categorías de Reservas Minerales donde se aprueba la ejecución del Proyecto Minero y se van a dividir de acuerdo a su grado de preparación para la extracción en:

- Reservas Abiertas (Ab)
- Reservas Parcialmente Preparadas (Pp)
- Reservas Listas (L)

Esta división puede variar cuando estamos en presencia de un yacimiento de condiciones geológicas – mineras sencillas donde la explotación se realiza a Cielo Abierto dividiéndose en: Reservas Listas y Reservas Abiertas.

## ABSTRACT

Technical reserves establishment has a great role in mine planning, development and ore deposits exploitation whereas its successful performance belongs to them. This allows that technical workforce related with exploitation labors to know how much the mining plan was executed and if it as targets were performed successfully otherwise elaborates a new development plan.

Currently this is a largely discussed theme. In this paper we try to adjust the definitions about it according to the technical possibilities of mining enterprises.

Annual Mining Plan is the technical document though ONRM performs control on technical reserves which are included into Mineral Reservas but depending on mining technical parameters to its classification obtained from Feasibility Study or Mining Planning. Classification depends on the grade of geological knowledge and the technical mining preparation doing its estimation by categories. Technical reserves have to be prepared inside the Mineral Reservas categories where the Mine planning was passed and in accordance with the preparation grade to exploitation:

- Open Reserves (Op)
- Partially Prepared Reserves (Pp)
- Ready Reserves (R)

This can change in such mineral deposits with simple geological conditions where exploitation is done in open mines, then establishes only: Open Reservas and Ready Reserves.

## INTRODUCCIÓN

El presente trabajo tiene como objetivo fundamental introducir nuevos conceptos a la clasificación de las reservas técnicas, siempre partiendo de las características actuales de la minería en nuestro país.

El Plan Anual de Minería es el documento técnico actual donde se ejerce el control de las reservas técnicas, reservas que van a depender de parámetros geólogos mineros estando comprendidas dentro de las reservas minerales, obtenidas estas como resultado de un estudio de Factibilidad o de un Proyecto Minero según sea el caso, la clasificación de las reservas técnicas depende del grado de conocimiento geológico así como de su preparación técnico-minera por lo que se calculan independientemente subdividiéndolas por categorías.

## DESARROLLO DEL TRABAJO

A partir del conocimiento de las reservas técnicas se planifica la extracción a corto, mediano y largo plazo. El cálculo se realiza por categorías independientes de acuerdo a su grado de estudio y preparación minero - técnico, cada concesionario confeccionará una instrucción o Norma interna para cada una de las concesiones que posea, y que en esta aparezcan expuestos todos los parámetros que condicionan estas categorías. Por esto es necesario conocer el concepto de estas reservas así como su clasificación. Su volumen y su calidad deben asegurar al menos los planes de extracción por un período no menor de 2-5 años.

Las reservas técnicas deben prepararse dentro de las categorías de Reservas Minerales donde se aprueba la ejecución del Proyecto Minero (**Reservas Probadas y Reservas Probables**) y se van a dividir de acuerdo a su grado de conocimiento geológico y preparación para la extracción:

- **Reservas Abiertas (Ab)**
- **Reservas Parcialmente Preparadas (Pp)**
- **Reservas Listas (L)**

Teniendo en cuenta la práctica actual en la mayoría de los yacimientos en explotación y sus condiciones sencillas, en nuestro país las reservas técnicas deben garantizar los siguientes períodos **Reservas Abiertas (Ab) 1-3 años; Parcialmente Preparadas (Pp) 6 meses -1 año y Listas (L) 6 meses -1 año.**

Esta división puede variar cuando estamos en presencia de un yacimiento de condiciones geológicas –mineras sencillas en la que la explotación se realiza por sistema a Cielo Abierto (Canteras) dividiéndose a las reservas técnicas en Reservas Listas y Reservas Abiertas.

### Reservas Abiertas (Ab)

Se aseguran a partir de las Reservas Minerales concesionadas que están dentro del diseño o contorno de la Mina proyectada, a este grupo van a pertenecer todas las reservas que se encuentran por encima del ultimo nivel de la mina aperturado a través del cual es accesible el cuerpo mineral y a partir de las mismas se continúan los trabajos de preparación y extracción. En Minas subterráneas es necesario tener asegurado: la electricidad, red de aire comprimido, red de ventilación, desagüe, agua potable e industrial, vías de transporte y alumbrado, según el sistema de explotación que se está empleando. Las reservas en pilares se tienen en cuenta aparte y se trasladan a esta categoría cuando se vayan a liquidar los objetivos que estaban protegiendo. En el caso de la explotación a Cielo Abierto pertenecen a esta categoría las reservas por encima del escalón o banco del nivel más bajo de la cantera que posea acceso para la extracción, aquí también están incluidas las reservas situadas por debajo del escombro o por debajo de las reservas Parcialmente preparadas o Listas, según sea el caso, coincidiendo en los escalones los límites de estas reservas con los límites de los recursos y de la cantera proyectada. Ver figura No. 1, 2 y3.



## **Reservas Parcialmente Preparadas (Pp)**

Son aquellas reservas minerales que se aseguran a partir de las Reservas Abiertas (Ab) las cuales presentan un grado de conocimiento geológico y una preparación técnica –minera tal que solamente es necesario realizar algún pequeño trabajo de preparación para su extracción.

En la Minas subterráneas van a pertenecer aquellos bloques de explotación que están delimitados por 3 lados por obras mineras (galerías, pozos, contrapozos, etc.). Estas reservas se encuentran entre niveles de extracción.

Las reservas de mineral en pilares temporales (pilares intercamarales, pilares de techo y piso de galerías, etc.) se consideran (Pp) después de ejecutar los trabajos preparatorios contemplados en el Proyecto Minero para su liquidación de acuerdo al Sistema de Explotación que se este empleando. En las canteras a esta categoría pertenecen los bloques que se encuentran por debajo de las reservas Listas o forman la plataforma de trabajo para extracción en el nivel, cuyas dimensiones iniciales no deben ser nunca menores que las calculadas en el Proyecto Minero. Ver Figura No 1, 2 y 3.

## **Reservas Listas (L)**

Son aquellas reservas que se obtienen a partir de las reservas (Pp) o (Ab), presentan el más alto grado de estudio geológico y su grado de preparación técnico – minero permite su extracción inmediata y en el caso de los minerales no friables que requieren de barrenación y voladuras para su arranque estas reservas están listas para someterse a este proceso, el cual forma parte de las labores de extracción.

En la Minas Subterránea van a pertenecer a aquellos bloques preparados para la extracción a los que se realizaron:

- Todas las labores mineros según Proyecto Minero.
- Preparación de los lugares, donde están instalados los equipos que se utilizan durante los trabajos de extracción, etc.
- Instalación de electricidad, agua, aire comprimido, ventilación, etc.

En las Canteras son aquellas que cuentan con la limpieza del escombro, la plataforma de trabajo limpia, vías de acceso hasta la misma, fuentes de energía y estén fuera del limite de la plataforma de trabajo calculada en el Proyecto Minero. Ver Figura No 1, 2 y 3.

## **CONCLUSIONES**

Con el objetivo de lograr un cálculo de Reservas técnicas con calidad los especialistas tendrán en cuenta los siguientes aspectos:

- Debe haber una vinculación estrecha entre el Geólogo, Minero y Tecnólogo con la finalidad de determinar los parámetros exactos en el cálculo y de esta forma lograr un aprovechamiento racional de las reservas.
- Control de la calidad del mineral extraído de los frentes.
- Actualización topográfica periódica de los frentes de extracción.
- Control de la calidad de los trabajos topográficos.
- Actualización y control de la documentación técnica.
- Estudio y utilización de datos de informes anteriores realizados al yacimiento.
- Cumplir estrictamente lo establecido en el Proyecto Minero.



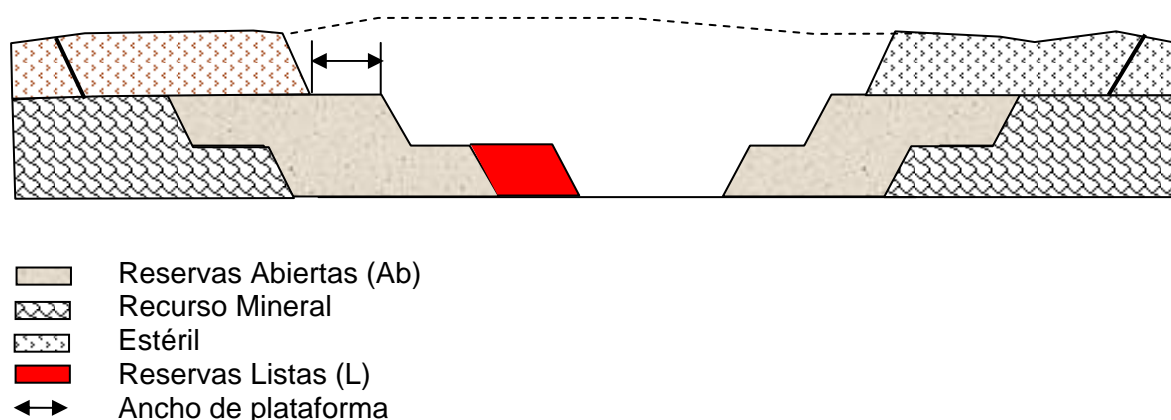
- Mantener actualizados los Proyectos Mineros.
- Elaborar los Planes Anuales de Minería de acuerdo a lo establecido en el Proyecto Minero.
- Controlar sistemáticamente el estado de las reservas técnicas en la Mina o Cantera.
- Selección correcta de los bloques de explotación.
- Determinación correcta de la calidad del mineral por diferentes métodos y de esta forma obtener datos más exactos de las pérdidas y la dilución.

Cumpliendo e interrelacionar correctamente todos estos parámetros los especialistas podrán tener siempre al día el estado de sus reservas técnicas además de lograr una correcta planificación de la extracción.

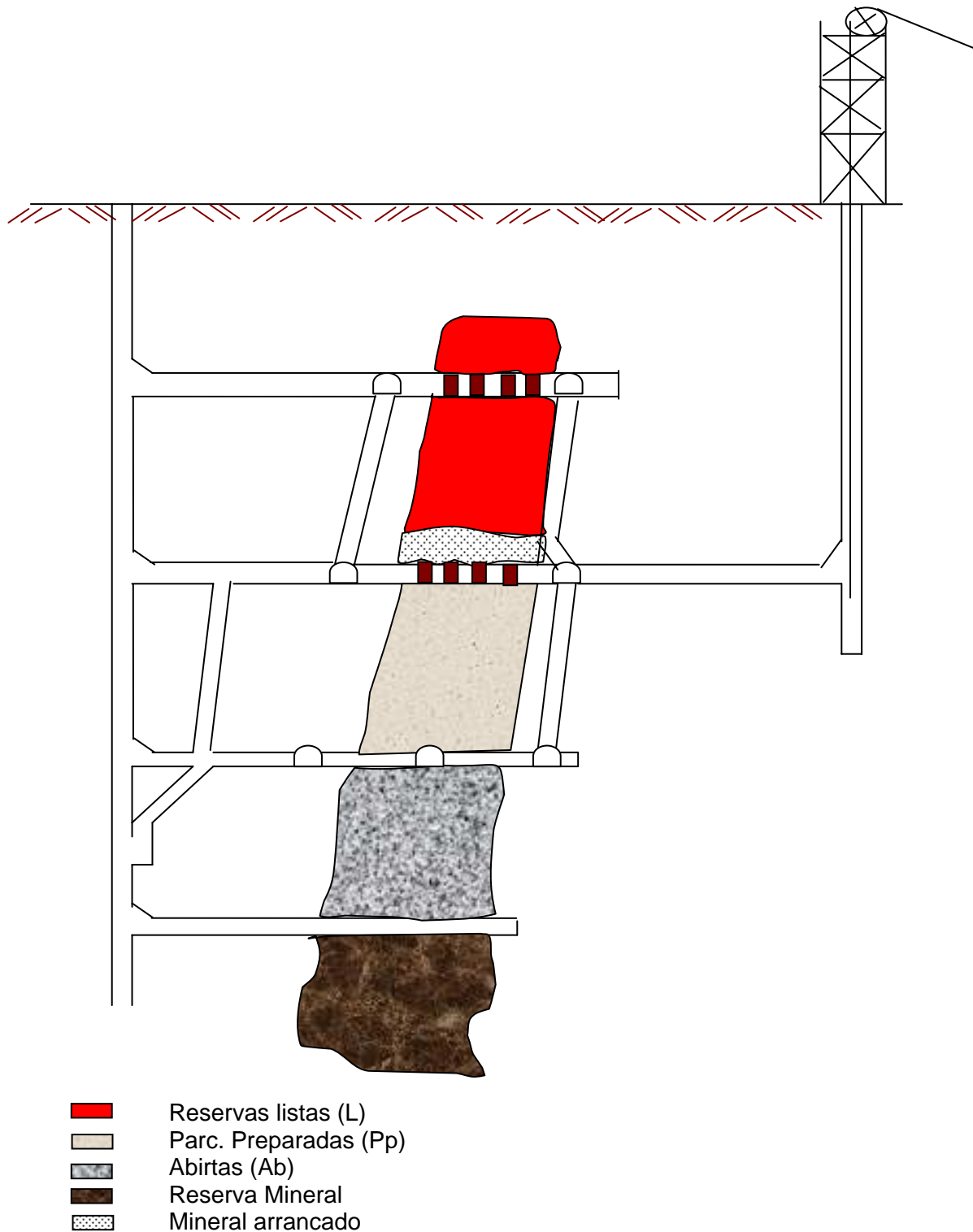
## BIBLIOGRAFÍA

- Borisov, S. Klókov, M. y Gornovi, B. Año 1976. Labores Mineras, Editorial Mir, Edición y Reimpresión 1986, Ciudad Habana, Editorial Pueblo y Educación.
- Castro, O. Rodríguez, M. y Hernández, E. Metodología para la Confección de las Reservas Técnicas. Clasificación de Recursos y Reservas de Minerales Útiles Sólidos. Resolución No. 215 del Minbas. (Versión actualizada).
- Conferencias del curso de Post- grado "La tarea de Inspección en la actividad geólogo-minera". Escuela Superior de Cuadros MINBAS. 1990.
- Manual de Procedimientos Mineros. ONRM.
- Otaño, J. Año 1998. Fragmentación de Rocas con Explosivos, Edición 1998, Ciudad Habana, Editorial Félix Varela.
- Revista Engineering and Mining. Octubre 2006 pag. 26-29.

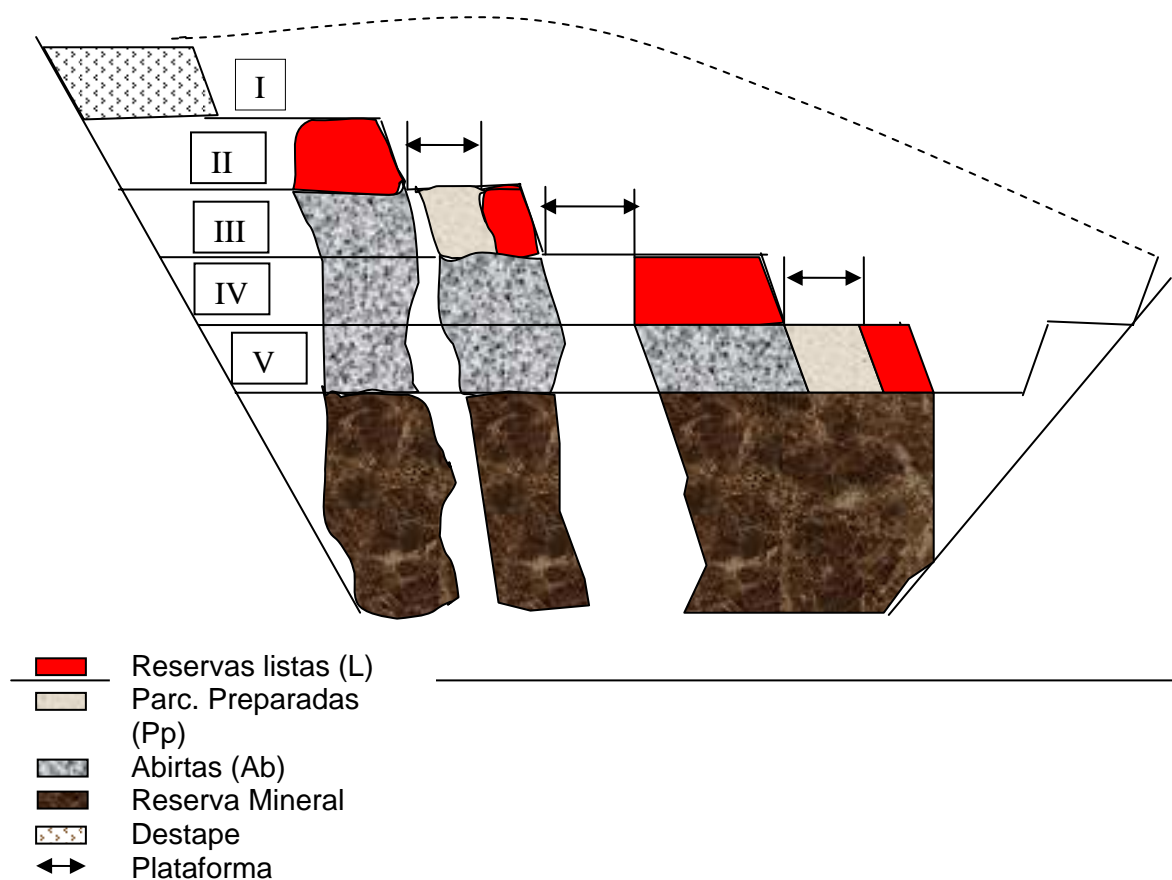
**Figura No. 1 Esquema de condiciones sencillas de explotación en Canteras y Reservas técnicas.**



**Figura No. 2 Esquema un sistema explotación para una Mina subterránea y Reservas técnicas.**



**Fig. No. 3 Esquema de desarrollo y extracción en Minas con condiciones geológico mineras más complejas y Reservas técnicas.**





# EL INVENTARIO DE RECURSOS Y RESERVAS MINERALES DE CUBA UNA EXPERIENCIA PARA EL DESARROLLO ECONOMICO

**Jorge L. López Álvarez (1), Orlando Castro León (1)**

(1) Oficina Nacional Recursos Minerales (ONRM). Ave. Salvador Allende No. 666, Centro Habana, Cuba, E-mail: [jorge@onrm.minbas.cu](mailto:jorge@onrm.minbas.cu)

## RESUMEN

La Oficina Nacional de Recursos Minerales tiene entre sus funciones recepcionar, elaborar y editar anualmente el Inventario de los Recursos y Reservas de Minerales (Balance Nacional de Recursos y Reservas - BNRR). Desde los inicios de la década de los años 60, se planifican y realizan trabajos, para el aumento del conocimiento y desarrollo del potencial geólogo-minero de la Nación, además se desarrolla la base de materias primas necesarias para la economía, como son: los minerales metálicos, los industriales y los materiales de construcción.

Las entidades que se dedican al trabajo geólogo-minero y manejan recursos y reservas de minerales deben rendir información anual al BNRR.

El objetivo de los autores de este trabajo, es demostrar la importancia del mismo, en la economía del país, mostrar las técnicas utilizadas, las pautas para su perfeccionamiento y los logros obtenidos, que se reflejan en los siguientes resultados:

- Que el país disponga en todo momento de una información fidedigna de los recursos y las reservas de minerales.
- Tener localizados y controlados los diferentes depósitos de minerales, en cantidad, calidad y por materias primas, en las diferentes provincias del país.
- Posibilidad de ubicar las inversiones mineras de acuerdo al potencial geólogo-minero de los territorios y su contribución al desarrollo de los mismos.
- Planificar nuevas inversiones.
- Garantizar el uso racional, y propiciar la investigación y desarrollo de nuevos usos.
- La protección de las áreas con materias primas minerales.
- Mitigar el impacto ambiental provocado por la explotación minera.

## ABSTRACT

The National Office of Mineral Resources has among their functions to receive, to elaborate and to publish the inventory of the resources and reserves of minerals annually (National Balance of Resources and Reserves - BNRR).

From the beginnings of the decade of the years 60, they are planned and they carry out works, for the increase of the knowledge and development of the potential geologist-miner of the Nation, the base of matters necessary cousins is also developed for the economy, like they are: the metallic minerals, the industrial ones and the construction materials.

The entities that are devoted to the work geologist-miner and they manage resources and reserves of minerals should surrender annual information to the BNRR.

The objective of the authors of this work is to demonstrate the importance of the same one, in the economy of the country, to show the used techniques, the rules for its improvement and the obtained achievements that are reflected in the following results:

- That the country prepares in all moment of trustworthy information of the resources and the reserves of minerals.
- To have located and controlled the different deposits of minerals, in quantity, quality and for matters cousins, in the different counties of the country.
- Possibility to locate the mining investments according to the potential geologist-miner of the territories and their contribution to the development of the same ones.



- To plan new investments.
- To guarantee the rational use, and to propitiate the investigation and development of new uses.
- The protection of the areas with matters cousins minerals.
- To mitigate the environmental impact caused by the mining exploitation.

## INTRODUCCION

Los recursos y reservas garantizan el funcionamiento y desarrollo de numerosas ramas de la economía y constituyen fondos exportables de la Nación.

Desde 1962 en nuestro país en las diferentes instituciones creadas al efecto (anteriormente el Fondo Geológico y en la actualidad la ONRM) se recepciona la información y se elabora anualmente el Inventario los Recursos Minerales de la Nación, con el objetivo de tener toda la información sobre el estado de las reservas y recursos minerales controlando y garantizando el uso racional de los mismos, ésta es entre otras, una de las funciones de la Oficina Nacional de Recursos Minerales (ONRM).

En el trabajo se demuestra la importancia que tiene para un país, contar con este control de los recursos y reservas minerales, que permite entre otros:

- Identificar los lugares en que se localizan las diferentes materias primas minerales (planificar la investigación geológica).
- La construcción de minas y canteras;
- La explotación y procesamiento de los minerales;
- La protección de los recursos minerales;
- El abandono de recursos, reservas y el cierre de minas;
- La rehabilitación de las áreas explotadas.

En definitiva es el conocimiento de la base de materias primas, para la toma de decisiones correspondientes, en beneficio del desarrollo económico y social.

## MATERIALES Y METODOS

### RECUESTO HISTORICO

A partir de 1959 se ha estado trabajando en el rescate de nuestros recursos minerales para el desarrollo de la nación y se han creado las organizaciones y estructuras correspondientes que permitan llevar a vías de hechos estos preceptos.

Así desde las transformaciones iniciadas en 1959, se han venido operando cambios en la estructura económica y el desarrollo del país que ha tomado en cuenta al desarrollo del potencial geólogo-minero. Se nacionalizaron las empresas mineras y petroleras que explotaban los yacimientos minerales conocidos del país, pasando al patrimonio nacional los activos mineros y los documentos e informes sobre los yacimientos que conservaban dichas empresas. Se establecieron regulaciones jurídicas para el respaldo legal de dichos cambios, como por ejemplo:



- 1959- Ley 600, mediante la cual se intervenían los archivos de las compañías petroleras cubanas y extranjeras y la entrega de toda la información geólogo-minera.
- 1976- Ley para la creación del Centro Nacional del Fondo Geológico.
- 1981- Ley 73 Protección del Medio Ambiente y Uso Racional de los Recursos Naturales.
- 1995- Ley 76 de Minas. Creación de la Autoridad Minera, ONRM.

Se crearon las instituciones o entidades para llevar a cabo el desarrollo geólogo- minero y de control y protección de los recursos y reservas de minerales:

- 1960-Creación del Instituto Cubano del Petróleo (ICP), y el Instituto Cubano de Minería (ICM).
- 1962- Creación del Instituto Cubano de Recursos Minerales – ICRM.
- 1963- Fundación del Fondo Geológico.
- 1967- Creación de la Empresa Consolidada de la Minería (ECM) con una sección llamada Fondo Geológico.
- 1971 se crea la Dirección General de Geología y Geofísica perteneciente al Ministerio de Minería, Combustible y Metalurgia y dentro de ella un departamento del Fondo Geológico.
- 1976 Se crea el Centro Nacional del Fondo Geológico.
- 1995-Se declara la Oficina Nacional de Recursos Minerales como Autoridad Minera que asume todas las funciones del antiguo Centro Nacional del Fondo Geológico.

## DESARROLLO ACTUAL

El Inventario de Recursos y Reservas de Minerales, representa la base de materias primas, proveniente de los depósitos minerales, que tienen un conocimiento, determinada calidad, y a los cuales se le ha determinado el volumen de los recursos y reservas que se han clasificado por categorías, y están disponibles para su utilización en la producción minera.

La creación de Inventario de Recursos Minerales en la ONRM, ha conllevado al diseño de su estructura:

- Establecimiento de las fuentes de Información.
- Establecimiento de las regulaciones correspondientes.
- Creación y actualización de la base por un sistema digitalizado montado en el sistema ACCES.
- Elaboración de la información publica para su uso por las diferentes entidades.

-Las fuentes de información que nutre la base de datos del BNRR son: los informes geológicos con estimación de recursos y reservas, los estudios de factibilidad y los proyectos de explotaciones, mineras así como la información anual que deben rendir los concesionarios. Todas estas informaciones son evaluadas y aprobadas por la autoridad minera, la ONRM.

-Las regulaciones principales que rigen la elaboración del BNRR son la Ley de Minas (Ley 76) y su Reglamento (Reglamento de la Ley de Minas), la Resolución 215 del Ministerio de la Industria Básica





(Incluye la Clasificación de los Recursos y Reservas de Minerales Útiles Sólidos y la Instrucción sobre el Balance Anual de los Recursos y Reservas Minerales de la Nación).

Estas regulaciones han estado en constante revisión y perfeccionamiento, así la Resolución 215 que es fundamental para la confección del BNRR, tiene la Clasificación de los Recursos y Reserva de Minerales, que es un documento elaborado acorde a las clasificaciones que actualmente son mas utilizadas en el mundo y que parten de la estimación de reservas a partir de modelos de recursos (Australasian Institute of Mining and Metallurgy-AIMM-1996) y considera el dinamismo que tiene que tener la estimación, la cual está motivado por el efecto de las etapas de los trabajos geológicos, los adelantos tecnológicos y las variaciones de los precios en el mercado. La instrucción del BNRR establece los conceptos fundamentales para la confección del BNRR.

- El inventario de los Recursos y Reservas de Minerales, se encuentra en una potente base de datos, montado en el Sistema ACCES, al cual se puede acceder mediante microprocesadores y se nutre de las fuentes de información antes mencionadas, en el se pueden obtener entre otros datos: los nombres de yacimientos, las provincias en las que están ubicados, los informes de donde procede la información inicial, los volúmenes de recursos y reservas por categoría, su calidad, y el estatus legal del yacimiento, a la base de datos se le anexan mapas con los bloques de estimación de los depósitos.

- La información pública limitada, es extraída de la base de datos, realizándose ediciones a la medida a solicitud del usuario, que puede ser por ejemplo: datos de recursos y reservas de una materia prima en concesión o no, volúmenes de recursos de una determinada materia prima o de los yacimientos en una provincia o de todo el país, etc.

## RESULTADOS

En los últimos años, el Inventario de Recursos Minerales se adecuó a la situación económica actual, se logró un mayor acercamiento a las complejidades de las estimaciones de recursos y reservas y un mayor control de las obligaciones geológicas, mineras tecnológicas, medioambientales y financieras del concesionario.

En la información que se brinda en el BNRR, se refleja la existencia de 40 materias primas procedentes de los minerales no metálicos, 13 de los metálicos, los fangos medicinales, las aguas minero-medicinales y las aguas minerales naturales.

Según la ultima información (Cierre de 31 Diciembre 2006), hay asentados 626 yacimientos, de los cuales 244 han sido solicitados u otorgados en concesión y hay 382 no solicitados en concesión. Se mantuvieron en activo 125 minas.

En el inventario se puede conocer la disponibilidad que tiene el país de los recursos y reservas que pueden ser utilizados como: materiales para la construcción, materias primas para el cemento, minerales industriales, los minerales metálicos (el níquel, el oro, la plata, el cromo).

Los yacimientos de materiales de construcción referentes a: los áridos (piedras para construcción), la arenas, las arcillas para cerámicas, las rocas ornamentales en volúmenes considerables contempladas en el inventario, permiten programar su utilización en diferentes obras para el desarrollo de la sociedad como la construcción de viviendas y otras obras sociales e industriales.

Se constata que en el país hay 122 yacimientos de piedra para la construcción, 89 yacimientos de arcilla para cerámica, 77 yacimientos de arena para la construcción



En la tabla que viene a continuación se ilustra que del BNRR se puede obtener la información de las materias primas y de acuerdo a los volúmenes y la planificación de las inversiones que se tenga se puede establecer si un territorio esta en condiciones o tiene las materias primas disponibles para la ejecución de las inversiones que se programen, y en cuales hay déficit o disponibilidades.

**Tabla I. Recursos y reservas de algunos yacimientos de materiales de construcción en el BNRR**

Provincias	Materias Primas	Cantidad de Yacimientos	Volúmenes de Recursos Medidos+Indicados en m <sup>3</sup>
	Piedra para Construcción		
Ciudad de la Habana		9	12000000
La Habana		11	48000000
Santiago de Cuba		10	53000000
Camaguey		13	60000000
Pinar del Río		12	90000000
	Arcilla para Cerámica		
Sancti Spiritus		14	11000000
Santiago de Cuba		15	6000000
Pinar del Río		16	15000000
	Arena para la Construcción		
Guantánamo		8	10000000
Pinar del Río		15	10000000
Sancti Spiritus		17	241000000

La industria del cemento tiene garantizadas en los yacimientos las materias primas para su funcionamiento (el componente carbonatado, el componente silicatado, el yeso, el corrector de hierro y otros), en el país funcionan 5 fábricas de cemento en cuyas cercanías se encuentran los yacimientos que las abastecen

Los minerales industriales ocupan a nivel mundial un espacio importante en las economías de diferentes países, por su amplia utilización en diversas ramas de la industria. El mercado de estos minerales se ha diversificado e incrementado en los últimos años.

Cuba tiene un potencial importante de estos minerales, que se caracterizan por su amplia distribución y su calidad lo que lo hacen una base esencial para el desarrollo de variadas ramas de la economía.

De los principales minerales industriales existentes en el mundo, hasta el momento se tienen asentados en el BNRR, 22 (calizas, zeolitas, arenas cuarzosas, bentonitas, magnesitas, fosforitas, yeso, feldespato, caolín y otros)

En la tabla se ilustra a manera de ejemplo, la cantidad y volúmenes de recursos de yacimientos en algunas provincias del país.



**Tabla II. Recursos y reservas de algunos yacimientos de minerales industriales en el BNRR**

Provincias	Materias Primas	Cantidad de Yacimientos	Volúmenes de Recursos (Medidos+Indicados) en m <sup>3</sup>
	Calizas		
La Habana		3	11000000
Sancti Spiritus		2	16000000
Santiago de Cuba		2	11000000
	Zeolitas		
Camaguey		3	15000000
La Habana		6	30000000
Villa Clara		2	32000000

En el caso de los yacimientos de calizas hay 22 en el BNRR, de ellos 9 de alta pureza, su explotación se realiza para la industria del vidrio, alimentación animal, plástico cerámica, goma dentífricos, industria alimenticia, industria azucarera y otros. En dos de los principales yacimientos como Colina y Beluca en la provincia La Habana, el contenido de CaO alcanza el 55% y el Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> es inferior a 0.02.

Los yacimientos de zeolita aparecen distribuidos en varias provincias del país, en el BNRR existen 21 yacimientos distribuido en 8 provincias. Se utiliza fundamentalmente en la cría animal, agricultura, mezclas con fertilizantes, materiales de construcción, industria azucarera, tratamiento de aguas y medicina, también con posibilidades de uso en tratamiento de residuales, separación y purificación de gases, tamiz molecular y rellenos.

La arena cuarzosa se reporta en 18 yacimientos con una calidad óptima para su empleo en las industrias del vidrio, la cerámica, la metalurgia y la construcción. Las arenas cuarzosas presentan en estado natural contenidos promedios de SiO<sub>2</sub> entre 97 y 99 %. El contenido de hierro, que es el que determina en general el uso, oscila entre 0.01 y 0.17% (el yacimiento Santa Teresa en Pinar del Río), aunque existen yacimientos en los cuales el valor es mayor (ej. Yacimiento Trinidad en Sancti Spiritus).

De los 13 tipos de minerales metálicos en el Inventario, los de mayores recursos y reservas que se presentan, son los yacimientos de níquel y cobalto, situados en las provincias orientales del país los cuales tienen garantizadas y certificados sus volúmenes de recursos y reservas para las tres plantas existentes.

15 Yacimientos de cromo reportados en el inventario de Recursos y Reservas con cerca 2 millones de toneladas de Recursos Medidos e Indicados se ubican en las provincias: Holguín, Guantánamo y Camaguey. En el municipio Moa de la Provincia de Holguín existe una planta de procesamiento.

También son controlados recursos y reservas de otros minerales metálicos como: magnetita, bauxita, manganeso, polimetálicos, wolframio, oro y plata.

Hasta aquí hemos puestos ejemplos de cómo se manejan los volúmenes de recursos y reservas para su uso en la industria. No podemos dejar de mencionar la importancia que tiene el BNRR en las solicitudes de concesiones mineras, la definición de cotos mineros y áreas protegidas.



Cuando se solicita una concesión de explotación uno de los documentos a consultar es la información al BNRR, donde se puede conocer si existen recursos aprobados y/o certificados en el área que se solicita.

En relación con los cotos mineros y áreas protegidas, desde el punto de vista del manejo del medio ambiente, a través de coordinaciones con la ONRM y la entidad ambiental y consultando el BNRR se puede constatar la existencia de áreas con determinados volúmenes de recursos y reservas y la posibilidad de su explotación e importancia, y poder valorar en caso de ser necesaria una explotación sustentable en la cual puedan coexistir ambas actividades.

## CONCLUSIONES

1. En el país funciona el inventario de recursos minerales, en el cual se asientan los recursos y reservas existentes: por provincias, materias primas y con la evaluación de su calidad.
2. El conocimiento, desarrollo y utilización de las materias primas minerales existentes en el BNRR permite el funcionamiento de diferentes industrias y el desarrollo de nuevos productos y la sustitución de importaciones.
3. La utilización de la información del BNRR es importante para el uso racional de los recursos y reservas minerales.
4. En el BNRR se aplican las técnicas, legislaciones y normativas modernas acorde al manejo de los recursos minerales que se realiza internacionalmente.
5. La protección y utilización de las áreas con reservas y recursos minerales y las coordinaciones con la entidad ambiental permite el desarrollo de una minería sustentable.
6. Es importante para cualquier país disponer de un inventario de recursos y reservas que le permita conocer en donde están ubicadas las diferentes materias primas con sus volúmenes y calidad lo que le permite ubicar las diferentes industrias y objetivos económicos que utilizan las mismas, garantizar su abastecimiento, desarrollar pueblos y ciudades, brindarle ocupación a sus pobladores y propiciar el desarrollo económico de las regiones y de todo el país.

## BIBLIOGRAFIA

- Australasian Institute of Mining and Metallurgy –AIMM (1996), Australasian code for reporting of identified mineral resources and ore reserves. The AusIMM Bulletin (4): 1-19.
- Gaceta Oficial de la Republica de Cuba, 1995, Asamblea Nacional del Poder Popular, Ley 76, Ley de Minas,(3) 33-41.
- Gaceta Oficial de la Republica de Cuba, 1997, Consejo de Ministros, Decreto 222,(32) 497-506.
- Gaceta Oficial de la Republica de Cuba, 1999, Industria Básica, Resolución 215,(45) 732-741.
- Grupo de autores húngaros, Veinte Años de Colaboración Geológica Cubano-Húngara.1986
- ONRM, Balance Nacional de Recursos y Reservas de Minerales estado al 1/1/2006, 2006



## PRINCIPALES RESULTADOS DEL PROYECTO CONJUNTO CUBA-BRASIL “EVALUACION Y DIAGNOSTICO SOBRE LA DEGRADACION AMBIENTAL DE LA MINA EL COBRE EN SANTIAGO DE CUBA”

**Carlos C. Cañete P.**<sup>(1)</sup>, **Antonio S. Jornada Krebs**<sup>(2)</sup>, **Carlos A. Cavalcanti Lins**<sup>(2)</sup>, **Alina Yassell R.**<sup>(3)</sup>, **Pedro C. Vidal L.**<sup>(1)</sup>, **Juan C. Wilson C.**<sup>(3)</sup> y **Miguel Wilson S.**<sup>(3)</sup>.

(1) *Oficina Nacional de Recursos Minerales Ave. Salvador Allende 666, Centro Habana, Ciudad Habana, Cuba, E-mail: carlos@onrm.minbas.cu*

(2) *Servicio Geológico de Brasil (CPRM) Ave. Pasteur 404 Urca, Río de Janeiro – RJ, Brasil, E-mail: krebs@pa.cprm.gov.br y lins@re.cprm.gov.br*

(3) *Empresa Geominera Oriente Carretera de Siboney Km. 2<sup>1</sup>/<sub>2</sub> Alturas de San Juan, Santiago de Cuba, Cuba, E-mail: ayassell@geominera.co.cu*

### RESUMEN

En el marco de la Colaboración Intergubernamental Cuba–Brasil se desarrolló el proyecto, entre el Servicio Geológico de Brasil, Geominera Oriente y la Oficina Nacional Recursos Minerales (ONRM), para ejecutar el estudio de El Cobre, donde se prevé conservar el Patrimonio, como una vía para intercambiar experiencias en la recuperación de áreas minadas.

El trabajo de diagnóstico de la mina El Cobre posibilita el inicio del proyecto general “Cierre, rehabilitación de las áreas degradadas por la minería de El Cobre y la conservación del patrimonio Geólogo-Minero de la región”, elaborado por la ONRM en el 2001, por ser “El Cobre” la mina de cobre más antigua de América, sus intereses patrimoniales, religiosos y turísticos, los impactos ambientales provocados, y debido a que fue mayormente laborada antes de la promulgación de la legislación actual y que la Empresa a la que le transfirieron las obligaciones de cierre, no cuenta con los recursos financieros y técnicos para enfrentar este complejo y costoso proceso. Los proyectos que conforman el Proyecto General fueron confeccionados por Geominera Oriente.

La ejecución de este proyecto de colaboración permitió elaborar el diagnóstico y evaluación de las características actuales del Medio Ambiente, la delimitación de los peligros y las medidas para su mitigación, la implantación de un sistema de control y seguimiento de las características físico-químicas y microbiológicas de las aguas y la observación continua del comportamiento geotécnico de las presas de colas, la cantera y las escombreras, mostrándose las diferentes situaciones y peligros en una serie de fotos.

### ABSTRACT

In the Intergovernmental Collaboration Cuba–Brazil was developed the project, between the Geologic Service of Brazil, Geominera Oriente and the National Office Mineral Resources (ONRM), to execute the study of El Cobre, where it is will to conserve the Patrimony, like a route to interchange experiences in the recovery of mined areas. The diagnosis of the area El Cobre mine, allowed the begin the general project “Closure, rehabilitation of the areas degraded by the mining of El Cobre and the conservation of the Geologist-Mining patrimony of the region”, elaborated by the ONRM in the 2001, for being El Cobre the older copper mine of America, its patrimonial , religious and tourist interests, the caused environmental impacts, and because mainly it was worked before the promulgation of the present legislation and for the Company to which they transferred the closing obligations to him, does not count which the financial and technical resources to execute this complex and expensive process. The projects that are part of the General Project were made by Geominera Oriente.

The execution of this project of collaboration allowed to elaborate the diagnosis and evaluation of the present characteristics of the Environment, the boundary of the risks and the measures for its mitigation, the implantation of a monitoring system to control the waters characteristics and the geotechnical control of the tailing dam, the open pit and the refuse dump, We are showing the different situations and damage in a series of photos.



## INTRODUCCION

En el marco de la Colaboración Intergubernamental Cuba–Brasil se aprobó el proyecto, entre el Servicio Geológico de Brasil (CPRM) y la Oficina Nacional Recursos Minerales (ONRM), que nos ocupa para elaborar de conjunto el estudio de El Cobre, donde se prevé conservar el Patrimonio Geólogo-Minero, como una vía para obtener e intercambiar experiencias en el complejo proceso de recuperación de un área minada con estas condiciones.

El trabajo CPRM–ONRM–Geominera Oriente tenía como objetivo realizar la evaluación y diagnóstico integral de la degradación ambiental de la mina “El Cobre”, lo que permitirá dar paso al proyecto general de Cierre, rehabilitación de las áreas degradadas por la minería de El Cobre y la conservación del patrimonio Geólogo-Minero de la región, elaborado por la ONRM en el año 2001, por ser “El Cobre” la mina de cobre más antigua de América, sus intereses patrimoniales, religiosos y turísticos, los impactos ambientales provocados, y debido a que fue mayormente explotada antes de la promulgación de la legislación actual y que la Empresa Geominera Oriente, a la que le transfirieron las obligaciones de cierre, no cuenta con los recursos financieros y técnicos para enfrentar este complejo y altamente costoso proceso, y los proyectos que lo conforman fueron confeccionados por dicha empresa.

La ejecución del proyecto de colaboración con Brasil permitió elaborar el diagnóstico y evaluación de las características actuales del Medio Ambiente, la definición de las medidas para la mitigación de las áreas de peligros, la implantación de un sistema de control y seguimiento de las características físico-químicas y microbiológicas de las aguas superficiales y subterráneas, así como la observación continua del comportamiento geotécnico de las presas de colas, la cantera y las escombreras, mostrándose las situaciones y riesgos ambientales en diferentes fotos.

La mina está muy próxima al poblado de El Cobre y a unos 20 Km de la ciudad de Santiago de Cuba, segunda ciudad en importancia del país y cabecera de la provincia de igual nombre. El Cobre se descubrió en 1530, comenzó su explotación en 1540 hasta 1959 por la vía subterránea y desde 1960 hasta el año 2001 se explotó a cielo abierto, al inicio comienza a ser trabajado por esclavos, por lo que hubo alteraciones y protestas y la mayor expresión de rebeldía ocurrió el 24 de julio de 1731 en que los esclavos se marcharon en masa a las montañas uniéndose a cimarrones y apalencados, por lo que la UNESCO declaró al sitio parte de la Ruta del Esclavo en el Caribe, enclavándose allí, el conjunto escultórico “El Cimarrón” (C. Cañete, 2005).

Después de su fundación, el poblado se convirtió en un foco de tradición religiosa relacionado con la Virgen de la Caridad, declarada por el Vaticano en 1916 la Patrona de Cuba y su iglesia Santuario Nacional, por lo que el lugar adquirió importancia religiosa.

La minería comprendió la perforación y voladura, acarreo, carga y transporte, disposición del estéril, procesamiento por flotación, disposición de colas, disposición y secado del concentrado y la mina producía anualmente 5000-5600 ton de concentrado al 18% que se exportaba en su totalidad.

## MATERIALES Y MÉTODOS

En este trabajo se relacionan principalmente los aspectos socioeconómicos y culturales del poblado, la hidrología superficial y subterránea, la calidad de estas aguas, los problemas y peligros provocados por el mal manejo y abandono de la mina sin la ejecución del Programa de Cierre y las posibles medidas mitigadoras y recuperadoras aplicables en cada caso.

## Aspectos socioeconómicos y culturales

El área es rural-urbana, dividida en 14 circunscripciones, con una superficie de 169,5 km<sup>2</sup> y una densidad de 97 hab./km<sup>2</sup>. No posee sitios patrimoniales, pero la Virgen de la Caridad fue declarada por el Vaticano "Patrona de Cuba" y en la mina se erigió la escultura "El Cimarrón", que es parte del Proyecto UNESCO "Ruta del Esclavo en el Caribe". Cuenta con un combinado de reparación de equipos, brindan servicios de fotografía, lavandería, barbería, peluquería y atelier. La red comercial se concentra en el pueblo. La gastronomía tiene bajo nivel de distribución.

Hay un Hospital, un Policlínico-Clinica Estomatológica en las antiguas oficinas de la mina, tres sillones estomatológicos y 23 consultorios del médico de la familia, atendidos por 43 médicos, 45 enfermeras, 3 estomatólogos, 23 técnicos de la salud. La mortalidad infantil es de 11,2 por mil, por encima de la media provincial. Las principales patologías del área son las Enfermedades Diarreicas Agudas, Enfermedades Respiratorias Agudas y el Asma Bronquial.

Posee 18 escuelas primarias, una secundaria, una para niños con problemas, una de adultos, un círculo infantil y todas están habilitadas con televisores, vídeos y computadoras. Hay un Joven Club para enseñar computación. Posee una Casa de la Cultura, un Santuario que es muy visitado, lo que permite que se fabriquen y comercialicen souvenirs, además venden fragmentos de mineral. La celebración del día de la Virgen es muy importante y hay peregrinación desde Santiago. Hay una sala de video 7 salas de televisores, un cine, una librería y una biblioteca, instalaciones de Béisbol, boxeo, baloncesto, fútbol y voleibol.

La potabilizadora de agua beneficia a parte del área. El **alcantarillado es casi inexistente** en el consejo, solo el 65 % de las viviendas de El Cobre tiene conexión al alcantarillado, el cual **vierte sus residuales crudos** al río.

En el área residen 16 291 personas con tendencia al envejecimiento. La población de 0-14 es el 24 % del total y el grupo mayor de 60 años es el 7%. El índice de masculinidad es de 102 por 100, y se manifiesta en todos los grupos, menos en el de los 60 años, donde alcanza 93 hombres por 100 mujeres.

## Hidrología superficial y subterránea

La mina se encuentra en la Cuenca superior del río El Cobre, presentando un drenaje dendrítico con una densidad media y un fuerte control tectónico. En el mapa de la red de drenaje confeccionado por los autores, se detecta que el río El Cobre aguas abajo de la mina, es controlado por la falla El Cobre y en las proximidades del antiguo camino de la mina y dicho río, este sufre una inflexión de 90° debido a la presencia de un fallamiento más joven N-S que secciona la falla El Cobre, en la confluencia con el río Ermitaño, sufre una nueva inflexión debido a un fallamiento N-60°E, que controla el curso de ambos. En el mapa se muestra que el sistema N45°W esta muy bien expresado y controla gran parte del drenaje. El río El Cobre corre al Este y fluye hasta la Bahía de Santiago y el fondo de su cuenca está formado por colinas, separadas por profundos cortes de los valles de sus afluentes. El Río El Cobre corre hacia el Este y fluye a través de su cuenca, pasa por la Presa Parada y sigue hasta la Bahía de Santiago. La cabezada del río está formado por colinas onduladas, separadas en varias partes por profundos cortes de los valles de los afluentes del Río Cobre.

Con relación a las aguas subterráneas, estudios de aguas subterráneas anteriores de Geominera Oriente reconocen acuíferos intergranulares en depósitos aluviales y subsuperficial en rocas primarias alteradas; y acuífero fisurado no cárstico profundo. El nivel del agua en la mina, está actualmente en la cota +79m, aproximadamente a 10 metros de la base del río El Cobre.

## Estado actual del medio ambiente

Los problemas ambientales hoy día, constituyen una gran preocupación a nivel global, regional y local, por lo que se ha hecho necesario implementar instrumentos preventivos y correctivos que permitan un desarrollo sostenible. Este trabajo obedece a estos instrumentos y como una parte fundamental, contiene el diagnóstico del estado actual del medio ambiente, ya que es necesario para el proyecto general confeccionado por la ONRM, conocer el grado de transformación y los impactos ocurridos por la minería de casi cinco siglos de El Cobre.

El estado actual del medio ambiente está dado por: la sustitución de ecosistemas, la asimilación agropecuaria, minería y ocupación humana, conllevando a impactos, entre los que se destacan:

- *Modificación del relieve y disminución de la calidad del paisaje por la explotación minera.*

De mayor alcance por la explotación y distribución de instalaciones mineras.

- *Alteración de la flora, destrucción de hábitat y disminución de la diversidad biológica*

Las transformaciones en la flora, la fauna y su hábitat han deteriorado sus indicadores.

- *Contaminación del aire por emisiones de polvo, partículas en suspensión y gases*

Se observaron nubes de polvo levantadas desde las Presas de Colas en dirección al pueblo.

- *Afectaciones sociales, económicas y culturales derivadas de la paralización de El Cobre*

En los cierre de minas existen afectaciones a los trabajadores, disminuyendo los servicios y los mineros en activo son ubicados en faenas alejadas de sus residencias.

- *Deterioro del saneamiento y las condiciones ambientales en el asentamiento El Cobre*

Lo de los residuales líquidos es crítico, por haber viviendas que vierten a cañadas que drenan al río.

- *Contaminación de las aguas.*

La contaminación provocada por la minería y el mal manejo de los residuales líquidos constituye una amenaza a corto plazo.

## RESULTADOS

### Identificación de problemas y peligros asociados

El levantamiento a escala de detalle de toda la cuenca del río Cobre, constituyó el método para la caracterización de la hidrología superficial del territorio. La contaminación de las aguas por metales pesados y otros residuos químicos generados por la explotación minera y la elevación de su nivel en la cantera, constituye una amenaza ambiental que requiere acciones a corto plazo para evitar la extensión de los efectos de esta degradación y del material depositado.

A partir del análisis de las tablas se pudo establecer una caracterización de los diversos grupos de muestras:

- Para el grupo de muestras de agua de drenaje de las estaciones aguas arriba de la mina se verifica una concentración por encima del límite de Al y secundariamente Fe y Mn. Entre los aniones y los cationes se destacan los Nitritos (principal), nitratos,  $\text{HCO}_3^-$ ,  $\text{SO}_4^{2-}$ ,  $\text{Ca}^+$ ,  $\text{Mg}^+$  y  $\text{H}_2\text{SiO}_3$ . La presencia de nitritos indica polución reciente, (Almany, 2000), sin embargo el nivel de presencia es por debajo del límite adoptado por el Ministerio de Salud de Brasil. El nitrito oxida fácilmente para nitratos.
- Para las estaciones de aguas abajo de la mina las aguas presentan un fuerte enriquecimiento en Al, Co, Fe, Mn, Cu, Cd y Ni, entre los elementos trazas, así como los sulfatos, nitratos,  $\text{Ca}^+$  y  $\text{Mg}^+$ . Los niveles de sulfato alcanzan más de 400 mg/L, lo que puede causar efectos laxantes (Batalha & Parlatore, 1977, in Almany, 2000).

- En el área urbana del poblado El Cobre las aguas de drenaje muestreadas presentan enriquecimientos puntuales en Fe, Mn,  $Mg^{+}$ , nitritos y nitratos. En el área urbana muestreada el drenaje presenta niveles de contaminación reciente elevada.
- En el agua de la **Presa Parada** el Al y el Fe alcanzan valores por encima del límite en un punto, la presencia de nitritos indica polución reciente. En los sedimentos el Cu y Mn presentan valores elevados: Cu (269,68 – 910,01 ppm), Mn (1355 – 2231). Las aguas presentan contenidos de estos elementos por debajo del límite aceptado. Se resalta que hacia esta presa corren las aguas del río El Cobre que están contaminadas con aguas albañales y metales pesados y de ahí corren hacia la bahía de Santiago de Cuba.
- Las muestras de agua colectadas en la estación de tratamiento y del acueducto que abastece la parte norte del poblado de El Cobre presentan valores de trazas, aniones y cationes por abajo del límite con excepción de apenas una muestra del acueducto que presenta el valor de  $HCO_3$  por encima del límite. La presencia de nitrito, aunque está por debajo del límite, indica polución reciente en agua de abastecimiento, **lo que debe servir de alerta** para cuidados especiales.
- Las aguas de pozos y cacimbas presentan un fuerte enriquecimiento en elementos trazas Al, Fe, Mn, Cd, Co, Mo, Ni, Pb y Zn además de valores elevados de nitrato y  $Mg^{+}$ . Estos valores ocurren principalmente en los pozos encamisados, pudiendo esto influir en su contaminación. Es necesario que en su muestreo futuro se ejecute primero una limpieza previa. En las cacimbas el Al, Fe y el nitrato presentan valores por encima del límite.
- Las muestras de la cantera, del drenaje de las colas y del estéril presenta un fuerte enriquecimiento en metales y otros compuestos. Casi todos los elementos analizados (Al, Cd, Co, Cr, Cu, Fe, Mn, Ni, Pb e Zn) presentan valores muy por encima del límite con énfasis del Cu, Al y el Mn, además los sulfatos,  $Ca^{+}$ ,  $Mg^{+}$  y nitratos sobrepasan los límites. Esta agua, como fue presentado en el relatorio preliminar de análisis de agua de la cantera, deben ser evitadas para uso y contacto de personas y animales.
- Las muestras colectadas en la cantera de la mina en tres puntos y en profundidad no presentan diferencias visibles, demostrando una gran homogenización del agua de la cantera.

En este estudio comparativo se observa lo siguiente:

1. Para la mayoría de los elementos analizados no tenemos parámetros comparativos, pero es importante su determinación;
2. Algunos elementos presentan enriquecimiento notable como el Cu (4300 veces); Zn (33 veces); Cd (nueve veces); Fe (cinco veces); cloruros y sulfatos (8,5 veces);
3. Los elementos Ni y Pb aunque elevados están por debajo de los valores límites tóxicos utilizados.

La principal conclusión que se puede obtener de los análisis se refiere a la necesidad de restringir el acceso a cantera de la mina para cualquier utilización de sus aguas que presentan bajo pH por lo que son ácidas y enriquecidas en elevados niveles de toxicidad con Cu, Cd, Zn, Fe y Mn.

Algunos elementos como Al, Ba, Mn, Sn y V presentan en algunas muestras de sedimentos valores por encima del límite de NOAA y CETESB (suelos). Entretanto la bibliografía disponible sobre los efectos de estos elementos en el medio ambiente (utilizándose los datos de sedimentos) no permiten seguridad en las conclusiones, por ser provisionales.

En cuanto a los metales bases Cobre (Cu), Plomo (Pb), Zinc (Zn) sus contenidos altos están condicionados por la propia génesis del yacimiento eminentemente hidrotermal (epitermal). Los contenidos de Cu y Zn son más altos que los de Pb producto a que sus menas son más abundantes.

La cantera está abierta, hay trasiego de personas, acceso a antiguas galerías para recolectar rocas mineralizadas, ser vendidas y para artesanías, las aguas de la cantera al reaccionar con los sulfuros

generan aguas ácidas y en Mina Blanca se observan movimientos de masa hacia el interior de la cantera y del valle circunvecino donde hay viviendas habitadas. **Siendo el punto más crítico, ya que existe peligro de deslizamiento de las viviendas.** Además se constató que hay costumbre del uso del agua para baño, **sin reconocerse el riesgo de pérdida de vidas humanas por ahogo, por contaminación con elementos tóxicos y deslizamiento de taludes.**

En la parte media del talud Este de la Presa C<sub>2</sub> hay un tubo para evacuar las aguas, observándose formación de cárcavas y socavamiento, siendo **el punto más crítico, ya que se encuentra en proceso de colapso con posibilidad de ruptura del talud y por consiguiente el deslizamiento de las colas y taponamiento del río, lo que podría provocar una inundación catastrófica.**

La presa de colas C<sub>4</sub> posee ángulos de inclinación excesivos, se observan procesos erosivos y se verificó que en su porción media hay un estrechamiento con socavamiento, cárcavas e inclusive conos de deslizamiento. **Esta área merece una atención especial, por que es el punto donde existe mayor posibilidad de rompimiento del talud.**

Hay escombreras con erosión, peligro de caída de bloques, que constituyen fuentes de generación de drenaje ácido que se incorpora a las aguas, afectan la estética del paisaje y de continuar deteriorándose su estabilidad aumentarán los movimientos de masa. En su parte Centro Oeste hay **peligro de caída de bloques sobre las mismas y pérdidas de vidas humanas.**

En la parte suroeste del poblado se constató que existen bocas de minas antiguas **con el consecuente peligro de caída para la población y generación de drenaje ácido.**

**Los principales problemas detectados en el patio de la mina fueron:** disposición de concentrados en varios locales, relleno parcial del patio con colas, antigua subestación eléctrica con alto voltaje y libre acceso, residuos de restos de maquinarias y estructuras metálicas con peligro de caída sobre personas, por el libre acceso, presencia de Presa de colas C1 en la parte más alta del patio sin las medidas de protección necesarias y alto grado de impacto ambiental y paisajístico y falta de restricción al acceso de la población.

Es de destacar que en el área han aparecido sectores descubiertos de vegetación, laderas abruptas, rupturas de pendientes no naturales, etc. Lo que puede ser minimizado con los trabajos planificados.

En el poblado la situación de los albañales es crítica, ya que se detectó que algunas viviendas vierten los mismos a la vía pública y otro grupo lo vierten a cañadas secas que drenan al río El Cobre.

Si bien estos impactos han causado el deterioro del medio, otras acciones se encaminan a su recuperación, entre las que se puede citar el manejo ambiental del vertedero sanitario de la localidad.

### **Propuesta de medidas para la solución de problemas y peligros detectados**

#### **Medidas para los recursos hídricos y los sedimentos**

- Modificar la metodología de colecta de las muestras agua,
- Agregar en los estudios futuros personal especializado en biología y salud,
- Realizar estudios para la biota residente (biodisponibilidad) en sedimentos y agua,
- Realizar un estudio detallado específico para el agua de la Presa Parada, de ser utilizada para abastecimiento de la población.

Implantar un sistema de monitoreo en los puntos: 1B, 3B, 12B, 14B, 15B, 24B, 28B, 30B, 31B y 32B.



## Medidas sugeridas en la presa de colas C<sub>2</sub>

Reconformación de taludes, su recubrimiento e implantación de vegetación, para evacuar las aguas desde los niveles superiores hasta el río se utilizarán vertedores con disipadores de energía para evitar la erosión, colocar una cobertura de rocas para cubrir la superficie de las colas, realizar la conformación utilizando material más fino, luego impermeabilizar con material arcilloso, la geometría final debe ser levemente convexa. El espesor de la capa de arcilla compactada deberá ser no menor que 60 cm, la superficie debe dotarse de una cobertura vegetal y de un sistema de drenaje. Además se requiere la corrección del cauce del río frente a la presa para la corrección del ángulo de reposo y en su base se debe construir una protección con gavión tipo caja. En el canal de desagüe extraer las colas y hacer un desvío para evitar la erosión, ser revestido y llevar disipadores de energía.

## Medidas sugeridas en la presa de colas C<sub>4</sub>

El talud y las bermas deberán ser reconformado topográficamente tratando de disminuir su ángulo de inclinación, después será necesario su recubrimiento y la implantación de una capa vegetal.

En la cresta del talud y en todas las bermas deberán ejecutarse sistemas de drenaje superficial para las aguas pluviales y para la conducción de las mismas hasta el río El Cobre deberán construirse cajas de transferencias con disipadores de energía. La conformación topográfica de la superficie deberá ser semejante a la forma actual, o sea con geometría suavemente convexa. A continuación deberá ser colocada una capa de material rocoso, de granulometría grande, posteriormente cubierta con arcilla, capa vegetal y revegetada. Implantar un sistema de drenaje superficial que recoja el agua de toda la superficie impermeabilizada. Para evitar que las aguas provenientes del drenaje superficial de la parte superior de la presa, continúen desaguando en su interior, se deberá construir un canal periférico.

## Medidas sugeridas en la cantera

En la zona de Mina Blanca, teniendo en cuenta que el nivel de base de la erosión corresponde con el fondo de la cantera, que está aproximadamente a 45 m debajo de la superficie del agua, para lograr la estabilidad de los taludes de las paredes superiores que presentan un proceso de movimientos gravitacionales generalizados muy peligrosos, hay que hacer el relleno con grandes bloques de rocas de la parte centro-suroeste y a continuación se debe remodelar el talud y realizar su anclaje. Toda la superficie anclada debe protegerse con un gavión tipo manta y sobre ese gavión-manta se debe implantar una cobertura vegetal para su protección y recuperación de su aspecto paisajístico.

Como medida emergente se sugiere la delimitación del área evitando la construcción de nuevas viviendas, así como el trasiego de personas por el lugar.

En la zona del Cimarrón, teniendo en cuenta que se pretende conservar el Patrimonio Geólogo-Minero de esta área se concibió que toda la parte sur del frente de la cantera donde se observa varias bocas de minas antiguas y sus litologías correspondientes se haga la recuperación paisajística y su utilización como **Mina Escuela**, así como colocar barreras de protección en las áreas que tienen riesgo de caída de rocas y de personas.

En las zonas afectadas por procesos erosivos debe realizarse la reconformación topográfica de taludes y construir un sistema de drenaje superficial para permitir la conducción de las aguas de las cotas superiores hasta el río, dotándose de disipadores de energía. En el depósito de lixiviado hay que colocar una capa de arcilla compactada, después suelo para su cobertura vegetal, realizar el control de la vegetación plantada y toda el área debe dotarse de un sistema de drenaje superficial con disipadores de energía.



### Medidas sugeridas en las escombreras

Reconformar la superficie de los taludes, disminuyendo su altura y transportando el material sobrante para el relleno de las zonas bajas. La superficie de los taludes después de su conformación deberá ser cubierto con una capa de carbonato antes de su cobertura con arcilla, encima de dicha capa se debe colocar suelo orgánico para la implantación de la cobertura vegetal y recuperación del aspecto paisajístico. Toda la superficie de la cantera deberá ser dotada de sistema de drenaje superficial. Para evitar que las aguas provenientes del drenaje superficial de la parte superior de la escombrera, continúen desaguando en su interior, se deberá construir un canal periférico.

En la zona de riesgo para las viviendas y sus moradores, se deben reubicar las mismas, de inmediato y definir una franja de seguridad con la limitación de acceso.

### Medidas sugeridas en la parte suroeste del poblado

- Mapeo de detalle para la localización y caracterización de todas las bocas de minas presentes.
- Después de su caracterización, ejecutar un proyecto para minimizar el problema.

### Medidas sugeridas en el patio de la mina

- ✓ Remoción y limpieza de patios con la retirada de las colas donde sea posible.
- ✓ Construcción de un sistema de drenaje superficial.
- ✓ Desmante inmediato de la subestación eléctrica con alto voltaje.
- ✓ Demolición y retiro de los restos de maquinarias y estructuras metálicas con peligro de caída sobre personas.
- ✓ Se deberá colocar una cobertura de rocas para el cubrir toda la superficie de las colas y sobre ellas realizar la conformación topográfica del terreno utilizando material más fino, luego realizar la impermeabilización de la superficie con material arcilloso y se recomienda que la geometría final del terreno sea levemente convexa (media naranja). El espesor de la capa de arcilla después de la compactación deberá ser no menor que 60 cm, cuya superficie deberá ser dotada de una cobertura vegetal y de un sistema de drenaje superficial.
- ✓ Restringir el acceso de la población.

### Patrimonio geólogo-minero

Como bien se plantea en el Proyecto General concebido por la ONRM y los subproyectos que lo conforman, donde se recomienda la conservación del patrimonio y cultura geólogo- minera de la región de la mina El Cobre, el equipo de trabajo coincide con la necesidad y posibilidades de esta, para llevar a cabo un proyecto patrimonial por ser la misma la primera mina de cobre del nuevo mundo, ser parte de la Ruta del esclavo en el Caribe y sus intereses históricos, culturales y religiosos, coincidiendo en la propuesta de utilización de galerías como museo y cantera escuela, ya que existen galerías antiguas en buenas condiciones de estabilidad.

### Consideraciones Finales

- Complementar los proyectos de Cierre, rehabilitación y conservación del Patrimonio Geólogo-minero, según las áreas de peligros detectados.
- Dar continuidad a la colaboración con el CPRM para la conclusión de la proyección, ejecución de los trabajos y confección de nuevos proyectos afines.
- Ejecutar aceleradamente las medidas relacionadas con los peligros geotécnicos inminentes y las relacionadas con el peligro de a la población expuesta.

- Implementar de inmediato un sistema de monitoreo de los recursos hídricos superficiales y los suelos, a través de los puntos de muestreo definido en el trabajo. Cabe resaltar que este sistema se convertirá en el principal indicador ambiental referente a la calidad de vida de los pobladores de El Cobre.
- En lo referente a los recursos hídricos subterráneos se constató que los pozos existentes son inadecuados para implantar un sistema de monitoreo para las mismas. De esta forma se resalta la necesidad de construir pozos piezométrico, según los criterios técnicos establecidos en las Normas Técnica, para poder establecer también el monitoreo de las aguas subterráneas. Cabe resaltar que los trabajos ejecutados no fueron representativos para la definición de los aspectos cualitativos de esta agua. Se sabe no obstante, que hasta el presente las aguas subterráneas no son utilizadas para abasto a la población.
- Debido al peligro que representan las bocas de minas, tanto para la población como para los recursos hídricos, se debe hacer un estudio detallado que contemple todos los aspectos establecidos en las Normas Técnicas.

## CONCLUSIONES

1. Las acciones principales por más de cuatro siglos que se han venido realizando en el área de estudio y que han influido en el estado actual del territorio son: la tala y quema de la vegetación original; sustitución de los ecosistemas originales por ecosistemas de reemplazo y antrópicos, asimilación agrícola y pecuaria del territorio, **explotación minera** de cobre subterránea y a cielo abierto y sus implicaciones ambientales, el poblamiento humano, vertimiento de residuales líquidos domésticos e industriales y actividades industriales locales (fabricación de carbón, ladrilleras, etc.).
2. En la zona de estudio fueron identificados una serie de peligros, entre los que por su magnitud y peligrosidad para la población expuesta se destacan: en la **CANTERA (MINA BLANCA)**: Peligro de deslizamiento de viviendas dentro de la cantera por movimientos en masas; en las **PRESAS DE COLAS C<sub>2</sub> y C<sub>4</sub>**: Erosión, arrastre, de material fino, colapso del talud, posible represamiento del río, e inundación catastrófica del poblado, transporte eólico de materiales finos al poblado; en las **ESCOMBRERAS**: en la parte Centro oeste hay viviendas muy cercanas a las bases del talud, pero como hay proceso erosivo **existe un peligro potencial de caída de bloques sobre las mismas, existencia de varias bocas de minas antiguas, peligro de caída para la población y generación de drenaje ácido; antigua subestación eléctrica con alto voltaje y libre acceso, que tienen que ser eliminada lo antes posible.**
3. Dadas las características sociales, histórico-culturales, patrimoniales, religiosas, turísticas y la cantidad de habitantes, presentando esta área gran fragilidad ambiental, dada la cantidad de peligros detectados, siendo necesario aplicar las medidas sugeridas para garantizar su rehabilitación ambiental y la seguridad de la población expuesta, garantizando así su uso futuro concebido.
4. Los niveles del agua subterránea, en la Mina, se han recuperado, desde el cierre de la cantera, con niveles actuales, aproximadamente en la cota +79m, a solo 10 m. aproximadamente, del nivel del río.
5. Como consecuencia del cierre de la mina existen afectaciones e incomodidades para los antiguos trabajadores y sus familiares, aunque ha sido minimizado, con la adopción de medidas por la Empresa Geominera Oriente.
6. En el poblado El Cobre, la situación de los albañales es crítica al detectarse que muchas viviendas vierten estos a cañadas secas de régimen ocasional que drena al río El Cobre.
7. Según los resultados que se aportan, no se debe permitir el **consumo, para bebida, irrigación y baño, las aguas superficiales y subterráneas del territorio, sin un tratamiento adecuado a partir de un estudio de detalle.** Es necesario comunicar de inmediato esta situación a las autoridades del territorio.

8. Existe una distribución vertical y horizontal homogénea de los elementos químicos de las aguas de cantera de la mina. Todos los valores son extremadamente elevados y todos están por encima de los límites aceptados, destacándose el Cu y el Cd, siendo los valores obtenidos de conductividad y pH anómalos.
9. El aluminio y el plomo presentan valores elevados en las aguas en toda la cuenca del río El Cobre, haciéndose énfasis para el drenaje aguas abajo de la mina. Lo que puede estar influenciado por la metodología de colecta de agua en este caso.
10. Existe enriquecimiento generalizado de los elementos trazas en los sedimentos del drenaje que están geodisponibles, no siendo así en las aguas correspondientes a los mismos.
11. Existe elevada concentración de metales y sulfatos en el drenaje aguas abajo de la mina El Cobre.

## RECOMENDACIONES

1. Se recomienda al **Instituto Cubano de Recursos Hidráulicos** realizar un **estudio detallado de la calidad de las aguas de la Presa Parada**, dado el alto peligro de contaminación a que está sometida, por encontrarse aguas abajo de la mina El Cobre.
2. Ejecutar un **estudio de detalle** a través del sistema de monitoreo para determinar con certeza la calidad de las aguas de la región.
3. Complementar los proyectos de Cierre, rehabilitación de las áreas degradadas por la minería de “El Cobre” y la conservación del Patrimonio minero de la región, confeccionados por Geominera Oriente, según las áreas de peligros detectadas en este trabajo.
4. Dar continuidad a la colaboración con el CPRM para la conclusión de la proyección y ejecución de los trabajos y la confección de nuevos proyectos afines.
5. Se recomienda **ejecutar aceleradamente** las medidas relacionadas con los peligros geotécnicos inminentes y con los peligros a la población expuesta.
6. Como resultado de este trabajo se proponen los siguientes puntos para la implementación de un sistema de monitoreo sobre el comportamiento de las aguas del territorio y el muestreo como mínimo de dos veces al año, una en época de lluvia y la otra en época de seca en los puntos que se plantean en el informe-relatorio del Proyecto: 1B, 3B, 12B, 14B, 15B, 24B, 28B, 30B, 31B y 32B.
7. Se requiere de estudios complementarios en la biota para la biodisponibilidad.
8. Se recomienda implantar un sistema de monitoreo para las aguas subterráneas, a través de pozos piezométricos construidos según los criterios técnicos establecidos en las Normas.
9. Por el peligro que representan la existencia de gran cantidad de bocas de minas se recomienda realizar un estudio detallado que contemple los aspectos señalados en las consideraciones finales.

## BIBLIOGRAFÍA

- Cañete P. C. C. (2005): **Cierre, rehabilitación de áreas degradadas por la minería de “El Cobre” y conservación del patrimonio y cultura minera de la región**. Memorias de la 1ª Convención Cubana de Ciencias de la Tierra.
- MINISTÉRIO DO MEIO AMBIENTE, 2005 **Portaria Nº 518, de 25 de março de 2004**.
- MINISTÉRIO DA SAÚDE, 2004 **Portaria Nº 518 de 25 de março de 2004**.
- Roldán de Montaud, I. **El ciclo cubano del cobre durante el siglo XIX (1830-1868)**. CSIC-Universidad de Alcalá
- SANTOS, Almany Costa **Noções de hidroquímica**. In: FEITOSA, Fernando A. C.; MANOEL FILHO, João; CPRM – **Serviço Geológico do Brasil. Hidrogeologia: conceitos e aplicações**. Fortaleza: CPRM/REFO, LABHID-UFPE, 2000. 391p. cap.5 p.81 - 108



## APLICACIONES DE LOS PRODUCTOS ADSORBENTES ESPECIALES A PARTIR DE LAS ZEOLITAS NATURALES EN LA PROTECCION DEL MEDIO AMBIENTE

**Martha Velázquez Garrido<sup>(1)</sup>, Tania Rodríguez<sup>(1)</sup>, José Antonio Alonso<sup>(1)</sup>, <sup>(1)</sup>, Emilio Montejo<sup>(1)</sup>, Jorge. A Febles<sup>(1)</sup>, Belkis Villavicencio<sup>(1)</sup> Amelia Marzán<sup>(1)</sup> Juan Berto**

(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero-Metalúrgica (CIPIMM), Carretera de Varona, km 1½, Boyeros, Ciudad Habana, Cuba. E-mail: [cipimm@ip.gms.minbas.cu](mailto:cipimm@ip.gms.minbas.cu)

### RESUMEN

El presente trabajo recoge los resultados alcanzados en las aplicaciones de adsorbentes especiales obtenidos a partir de los aluminosilicatos naturales tipo zeolitas, a los cuales se les han realizados modificaciones físico-químicas que les han permitido elevar sus propiedades como adsorbentes e intercambiadores de iones, con efectos protectores del medio ambiente, mediante el uso de tecnologías apropiadas.

Aplicados en la protección del medio ambiente están Los óxidos de Manganese en los filtros de oxidación para depurar Fe y Mn, poseen una inusualmente alta capacidad de adsorción y proveen uno de los controles primarios de los metales pesados en aguas contaminadas de drenaje de minas y otras operaciones industriales con remoción de estos metales superiores al 97%.

Los desecantes base zeolita tipo mordenita, basado en la propiedad de adsorción reversible de agua, con capacidad de protección contra los efectos nocivos de la humedad y del vapor de agua. Aplicados en la práctica en la producción de adhesivos, nitrocelulosa y mercaptanos, garantizando capacidad promedio de 37 % a HR de 80 %-

Aprovechando sus propiedades de intercambio iónico se han aplicado en la descontaminación y protección de la calidad del agua de las piscinas, en tratamiento mecánico y químico, donde se minimiza la presencia del fitoplancton, cloraminas, turbidez, MO y amonio, manteniendo el PH, dureza y alcalinidad requeridos por norma. En la potabilización de agua mediante filtros domésticos, para la eliminación de las bacterias a niveles permisibles, mejorar las propiedades organolépticas, estabilidad y calidad del agua. Este resultado ha sido certificado por Laboratorio de Controlbio de Sao Paulo Brasil y el CENICA de Cuba.

**Las tecnologías desarrolladas resultan económicamente viables y novedosas.**

### ABSTRACT

### APPLICATIONS OF THE SPECIAL ADSORBENT PRODUCTS BASED ON NATURAL ZEOLITES TO PROTECT THE ENVIRONMENT.

The present work gathers all the results achieved in the application of special adsorbent products obtained from the natural aluminum-silicates of the zeolite type, which have suffered physic-chemical modifications that permit them to increase their properties as adsorbents and ion interchangers, with protective effects for the environment, through the use of the adequate technologies.

Aplicados en la protección del medio ambiente están Los óxidos de Manganese en los filtros de oxidación para depurar Fe y Mn, poseen una inusualmente alta capacidad de adsorción y proveen uno de los controles primarios de los metales pesados en aguas contaminadas de drenaje de minas y otras operaciones industriales con remoción de estos metales superiores al 98%.

Los desecantes base zeolita tipo mordenita, basado en la propiedad de adsorción reversible de agua, con capacidad de protección contra los efectos nocivos de la humedad y del vapor de agua. Aplicados en la práctica en la producción de adhesivos, nitrocelulosa y proceso de obtención de mercaptanos, garantizando capacidad promedio de adsorción de humedad de 37 % a HR de 80 % por encima de productos comerciales como la Sepiolita.

Aprovechando sus propiedades de intercambio iónico, los adsorbentes especiales, se han aplicado en la descontaminación y protección de la calidad del agua de las piscinas, en tratamiento mecánico y



químico, donde se minimiza la presencia del fitoplancton, cloraminas, turbidez, M.O y compuestos de amonio, manteniendo el pH, dureza y alcalinidad requeridos por la norma para este tipo de uso.

En la potabilización de agua mediante filtros domésticos, para la eliminación de las bacterias a niveles permisibles, mejorar las propiedades organolépticas, estabilidad y calidad del agua. Este resultado ha sido certificado por Laboratorio de Controlbio de Sao Paulo Brasil y el Cenica de Cuba.

Las tecnologías desarrolladas en la diversificación de los adsorbentes, resultan económicamente viables y novedosas.

## INTRODUCCION

Las zeolitas naturales, constituyen una de las mayores reservas de minerales industriales en nuestro país y cuantiosos recursos se han dedicado al desarrollo de estas reservas para su cuantificación, caracterización y estudios de aplicación en diversas ramas de la economía.

La industria cubana de la Zeolita es, desde su nacimiento, productora de mineral triturado, con excedentes de capacidad instalada y volumen de producción de finos, que unido a la escasa introducción de los resultados de investigación, no evoluciona gradualmente en correspondencia con las necesidades del país y el desarrollo que en el mundo ha tenido la Zeolita natural.

Se impone dar un salto que garantice el desarrollo de esta industria, con la introducción de resultados, el aprovechamiento integral de los productos de las plantas de procesamiento y la obtención de productos a base de Zeolita natural de alto valor agregado, de modo que sea posible la retroalimentación para su desarrollo continuo.

Los especialistas del CIPIMM culminaron con el escalado a nivel piloto ampliado el proyecto Tecnologías para obtener productos adsorbentes especiales para la eliminación de sustancias nocivas. Orientado a la posibilidad de simplificar la tecnología en el caso que sea posible, manteniendo o mejorando la efectividad del producto, dirigidos principalmente a su aplicación en medioambiente, mas específicamente en el tratamiento de aguas y aguas residuales.

Los productos desarrollados son de alto valor agregado y están orientados además al aprovechamiento de los finos excedentes en las plantas de zeolitas, lo que coincide con los lineamientos del programa de minerales industriales establecido por el grupo empresarial GeominSal.

Dentro del estudio de mercado y su promoción en la definición de los posibles usuarios potenciales que fundamentaran el montaje de las líneas productivas para dichos productos a nivel de industria se realizó con la Cia Industrias Celta Brasil Ltda., en Sao Paulo, la introducción en diversas aplicaciones entre ellas/ en tratamiento de agua .residuales y empleo como desecante de los adsorbentes especiales obtenidos dentro de este proyecto, los cuales están reportando resultados satisfactorios en su empleo e introducción y que en el trabajo se exponen.

Los óxidos e hidróxidos de Manganese poseen una inusualmente alta, capacidad de adsorción y proveen uno de los controles primarios de los metales pesados y otros elementos trazas en suelos y sedimentos acuáticos. Pueden ser importantes adsorbentes de fosfatos en aguas naturales /9/ y sedimentos superficiales, agentes purificantes de aguas naturales. Sirven de barrera para metales pesados en aguas contaminadas de drenaje de minas y otras operaciones industriales.

Se conocen reportes de clinoptilolita de manganese, desde 1975, donde Aiello y col. Obtuvieron la ZMn a partir de Chabacita natural, por modificación con  $MnSO_4$  y  $KMnO_4$ , utilizándola para la remoción de aguas simuladas con Fe y Mn.





## ANTECEDENTES

A partir del descubrimiento del mineral y mas intensamente con la instalación de las plantas de procesamiento, un gran numero de especialista han trabajado en el estudio de las cualidades de las Zeolitas cubanas y en el aprovechamiento de sus propiedades para su aplicación en la agricultura, uso pecuario, uso industrial, uso en medicamentos y mas tarde para la protección del medioambiente.

El CIPIMM ha desarrollado durante mas de 20 años trabajos de I+D para diversificar las aplicaciones de las zeolitas naturales, en el 2005 concluyó a escala de planta piloto ampliada el proyecto referente a las tecnologías de obtención de productos especiales para la eliminación de sustancias nocivas que abarcó el pilotaje de los adsorbentes de manganeso, los desecantes y en una propuesta integral de utilización de los finos de las plantas procesadoras de zeolitas producir los secuestrantes de micotoxinas y los coagulantes obtenidos previamente.

Como respuesta integral al proyecto para su introducción a escala productiva se ejecutó el estudio de mercado y se realizó por especialistas del CIPIMM una asesoría técnica a la Cia. Industrias Celta Brasil, Ltda., la cual ha montado en Sao Paulo el Centro de Referencia Latino americano de Zeolitas, a través del cual se promueve e introduce en el mercado las tecnologías desarrolladas por el CIPIMM.

## OBJETIVOS

El objetivo de este trabajo dar a conocer los resultados alcanzados en las aplicaciones de diferentes productos de alto valor agregado desarrollados a partir de las modificaciones fisicoquímicas de las zeolitas naturales usados en tratamientos de agua, aguas residuales y otros usos cuyo objetivo es proteger el medio ambiente.

Los productos adsorbentes especiales introducidos en la industria y que exponemos son: Adsorbentes de Manganeso, Desecantes y Adsorbentes para tratamiento y potabilización de agua.

## RESULTADOS

Dentro de las posibilidades de obtener la Zeolita recubierta de Oxido de Mn, existen diversos métodos; desde el tratamiento en columnas de intercambio hasta la impregnación del  $Mn^{2+}$  y la reacción al parecer de inmediato, de la solución oxidante para depositar "in situ" el  $MnO_2$  en la superficie del grano. Ipotarsa S.A de CV.

Se concluyó en el 2005 el pilotaje a escala ampliada de dos variantes tecnológicas de obtención de los adsorbentes de Manganeso.

Dentro de las tres variantes tecnológicas desarrolladas por el CIPIMM para producir los adsorbentes de Manganeso se introdujo en aplicaciones en la industria para remover metales pesados y fundamentalmente eliminar el hierro y el manganeso la variante 2 con la sustitución del oxidante  $KMnO_4$  por el Hipoclorito de sodio al 12 %.

Fue corrida a escala productiva en una cantidad de 10 toneladas en el Centro de referencia Latinoamericano de Celta Brasil.

Los adsorbentes una vez obtenidos se caracterizan mediante la determinación de la composición superficial, estabilidad química y mecánica y la remoción de  $Me^{2+}$ .

### Los parámetros técnicos en la etapa de obtención:

Consumo de Sal de Mn/ kg de adsorbente de : 25 g/ kg de ads.

Tiempo de intercambio iónico del Mn con la zeolita: 24horas

Tiempo de oxidación del Hipoclorito en contacto con la ZMn: 4 horas





Consumo de agua de Lavado: 0.4 L / kg ads.  
Relación L/S en el intercambio: 0.15 L/ kg ads.  
Relación L/S en oxidación con cloro : 0.20

### **Los parámetros del proceso de remoción de Fe y Mn para operar los filtros**

Capacidad de ads. de los metales. = 50 mg /g ads.  
Tasa de filtración ( m/h) = 10 – 15  
Tiempo mínimo de contacto ( minutos): 3  
PH de trabajo = 3- 8  
Densidad aparente (g/cm<sup>3</sup>)= 1  
Velocidad de Retrolavado ( m/ h ) = 40 – 60

En condiciones donde estén presentes el Fe y el Mn en el agua o residual, se implementó la obtención del ZMnO<sub>2</sub> en los propios filtros, mediante el montaje de un sistema de tratamiento mecánico y químico en filtros de oxidación en serie, con la inyección de cloro en línea en la etapa de prefiltración.

Los resultados de evaluación del adsorbente obtenido en los propios filtros con zeolita Tasajeras y en piscinas estáticas con zeolita San Andrés se exponen a continuación

### **Características del Adsorbente de Manganeso(Z-MnO<sub>2</sub>)**

Capacidad de remoción de Fe + Mn = 0.5 M / M de Z- MnO<sub>2</sub>  
Tipo de Adsorbente de Mn ( Z-MnO<sub>2</sub> ,del tipo  $\gamma$ - MnO<sub>2</sub>) 0.57 % de contenido de MnO<sub>2</sub> en la impregnación y con una composición superficial de 0.65 mMoles de Mn/g de adsorbente,  
PH de estabilidad del adsorbente: 3 - 8

Adsorbentes- V-2	Remoción %			Adsorción, mg Me <sup>2+</sup> /g adsorbente		
	Pb <sup>2+</sup>	Cd <sup>2+</sup>	Fe <sup>2+</sup>	Pb <sup>2+</sup>	Cd <sup>2+</sup>	Fe <sup>2+</sup>
ZSA(24/4)	99,87	96,63	98,66	9.50	4.12	0.93
ZTAS(24/4)	99,6	94,8	95,6	9.42	3.73	0.85

### **Adsorbentes de humedad.**

La humedad constituye uno de los factores de mayor agresividad al medio por su incidencia generalizada en todos los sectores vinculados con la industria y el desarrollo del hombre, sensibles a la presencia de humedad y vapor agua.

Las zeolitas naturales dentro de sus principales propiedades poseen la de adsorción reversible de agua. La magnitud del agua adsorbida por las zeolitas, está relacionada muy directamente con la presión relativa de vapor de agua a una temperatura dada.; dimensiones de sus poros, impurezas en el mineral, cristalinidad, tamaño de partículas.

El resultado del estudio de distintas Zeolitas cubanas, demostró que la Mordenita del Yacimiento Palmarito de Cauto es las más perspectivas para esta aplicación.

La obtención de adsorbentes de humedad, a partir de los granulados de Zeolita Palmarito de Cauto (1-3 mm), y peletizados a partir de los finos, mediante la tecnología de impregnación de la zeolita en estado natural con 7.4 % de Cloruro de calcio y activación térmica en condiciones dinámicas a temperaturas 250-300°C, posibilita la obtención de adsorbentes,. En este caso se logra capacidad de adsorción de humedad 37,4 en un tiempo de 45 min. No tiene residuales para tratar, es una tecnología limpia.

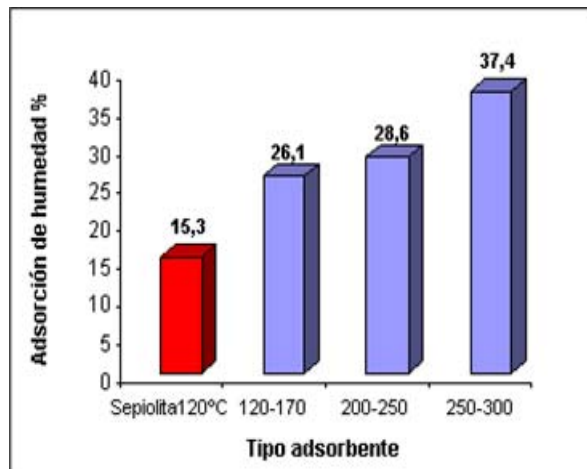


Fig.1Cap. Ads. Adsorbentes granulados y la Sepiolita ( P. Comercial)

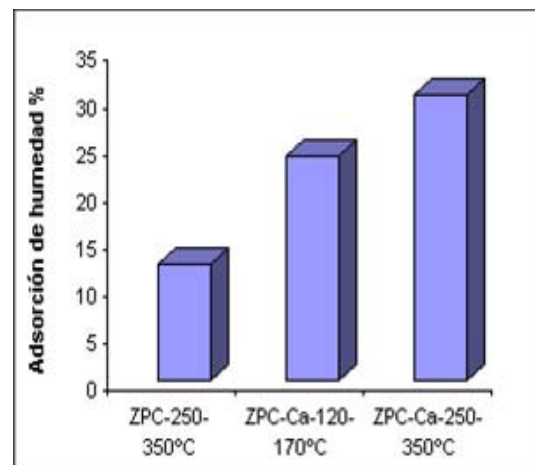


Fig.2 Cap. de Ads. Adsorbentes peletizados

### Productos para filtros domésticos y filtros de piscinas.

El agua constituye un recurso estratégico, en escasez y vital para la supervivencia del hombre. Su conservación, purificación y óptimo aprovechamiento son premisas esenciales en el desarrollo sostenible de la humanidad.

Rodríguez F. T. et al, 1997, Rodríguez G. et al. 2000, Alfonso E. et al. 2003-04, M. Velázquez et al, 2005-06, han alcanzado resultados perspectivas con el empleo de productos obtenidos a partir de las zeolitas naturales tipo Clinoptilolita para potabilizar agua. Realizando la modificación de la Clinoptilolita a la forma Cinc y la impregnación con plata en su estructura, elementos que actúan con acción bacteriostática sobre las contaminaciones presentes en el agua que impiden su uso como potable.

El producto base cinc, fue certificado por un laboratorio de control biológico<sup>8</sup> en Brasil 2005) para definir su efectividad en la eliminación de bacterias presentes en el agua, mediante la filtración en prototipos de filtros domésticos y durante el 2006 el especialistas del CIPIMM trabajaron en los resultados a mayores escalas y en búsqueda de soluciones sostenibles para diversos escenarios de acceso al agua potable y se certificaron los productos registrados como ZZC y ZCAg<sup>o</sup> de acción bacteriostática sobre elementos contaminantes en el agua por Empresa de Servicios de Análisis Técnicos (ENAST ) de INRH los resultados se exponen a continuación.

Microorganismos** Testados Controlbio	Escherichia Coli	Pseudomonas eruginosa	Klebsiella pneumoniae	Staphylococcus aureus
Contenido agua Testada inicial	10 <sup>7</sup> ufc/ml	10 <sup>7</sup> ufc/ml	10 <sup>7</sup> ufc/ml	10 <sup>7</sup> ufc/ml
Contenido agua tratada con ZZC	negativo	negativo	negativo	negativo



Microorganismos Testados por ENAST( INRH)	Coliformes Totales	Coliformes Fecales	-	-
Contenido Agua Contaminada	24000 NMP/100ml	11000 NMP/100ml	-	-
Contenido Agua Tratada con ZCAG° Tratada 800 litros/kg ZCAG°	negativo	negativo	-	-
Contenido Agua Tratada con ZCC	Negativo* <30	Negativo* <30	-	-

\*\* El producto ZCC certificado en el LAB, Controlbio de Sao Paulo Brasil, junio del 2005 para un Vol. Agua de 600 Litros/ Kg. ZCC

Negativo\* corresponde al tratamiento de 600 l de agua con ZCC en Cuba dic/2006 por el ENAST <30 , Corresponde a un volumen de agua tratada /kg ZCC de 800 litros de agua

El producto empleado en filtros domésticos permite el tratamiento de 600- 800 litros de agua por kg del producto con un tiempo de duración promedio de 4 meses como mínimo.

### **Tecnología Acuopur y productos especiales para tratamiento de agua de piscinas.**

La calidad química y bacteriológica del agua es un requisito indispensable que debe reunir el agua de las piscinas recreativas y deportivas, para evitar la transmisión de enfermedades a los diferentes usuarios.

Para mantener los parámetros de calidad, en este tipo de instalación el agua debe ser tratada y para ello se utiliza generalmente:

1. Tratamiento físico mecánico
2. Tratamiento químico

El primero se realiza tradicionalmente por sistemas de filtración en lechos de arena cuarzosa, con tamaños de grano establecidos, de acuerdo al volumen y altura del lecho filtrante, para la eliminación de los sólidos en suspensión y eliminar la turbidez, reciclando todo el volumen de agua en la piscina diariamente, en ciclos que no deben exceder de las 8 horas.

El segundo debe garantizar la eliminación de bacterias patógenas y la eliminación del fitoplancton, que produce un crecimiento de algas que se adhiere a las paredes de la piscina como manchas verde dando un aspecto desagradable en el agua. Para esto se añade Sulfato de Cobre y Cloro gaseoso o Hipoclorito de Sodio.

### **CARACTERISTICAS DISTINTIVAS DE ESTA TECNOLOGIA Y LOS PRODUCTOS**

- Los productos **LITHOSAND** y **LITHOPOOL** solo pueden ser elaborados a base del mineral de zeolita natural cubana.
- Trabaja generalmente en lecho mixto, en función del volumen de agua a tratar y la calidad del agua de alimentación..
- Caracteriza esta tecnología la mayor velocidad de filtración, 1.6 veces la de los lechos tradicionales.
- Remoción de amonio, disminuyendo las posibilidades de formación de las cloraminas.
- Disminución del consumo de hipoclorito hasta un 50 %.
- No es necesaria la adición de Sulfato de Aluminio, ni Sulfato de cobre, debido a que el lecho es capaz de retener el fitoplancton y evitar la formación de algas en paredes y fondo.
- La velocidad de filtración puede alcanzar valores de 15 m<sup>3</sup>/h.



- Es factible su introducción en sistemas diseñados para lechos de arena, con una mayor eficiencia.
- Se disminuye la frecuencia de retrolavado, alargándose este ciclo hasta 21 días, lo que disminuye considerablemente el consumo de agua por este concepto.
- La calidad química y bacteriológica del agua se mantiene por un período de tiempo mayor, llegando hasta un año sin necesidad de realizar el cambio de agua.
- No desorbe elementos tóxicos

Ha sido desarrollada e introducida en la práctica social con un efecto muy favorable al medio ambiente una tecnología y productos que sustituyen los medios filtrantes convencionales para el tratamiento de agua de las piscinas.

### **IMPACTO (CIENTÍFICO, AMBIENTAL, SOCIAL Y ECONÓMICO).**

El impacto de que tienen estos resultados está dado en primer lugar, porque se ha logrado obtener y aplicar nuevos productos especiales a partir de las zeolitas naturales, dándole un valor agregado a la materia prima natural.

El impacto ambiental está dado por la posibilidad de aprovechamiento integral de los subproductos generados en el esquema productivo de los renglones comerciales en las plantas de zeolitas del país y que generan acumulaciones de finos contaminantes al medio y por ser las tecnologías y los productos apropiados y no tóxicos al medio ambiente.

Los adsorbentes de manganeso son productos de alto uso en el tratamiento de agua y residuales para controlar contaminaciones de metales pesados y de Fe y Mn con altos niveles de eficiencia, haciendo posible la utilización de aguas contaminadas en grandes comunidades que no acceden a altas tecnologías.

Hay rigor científico técnico en su obtención y novedad en los procedimientos tecnológicos que son patentables.

Existe en el mercado Brasileño un producto comercial de Manganeso denominado CATALOX a base de zeolita sintética de Manganeso que se comercializa a 4.00 USD por kilogramo.

Los filtros domésticos con zeolita y carbón impregnados con plata, son costosos y no accesibles a la necesidad de las grandes comunidades donde el agua potable es escasa.

Todos los productos tienen acción positiva sobre el medio ambiente, porque evitan las contaminaciones de sustancias nocivas al medio y a la salud. Posibilitan el reducir el empleo de químicos en tratamiento de agua de piscinas y de consumo en general.

Dispone el país para sustituir importación y para exportar de nuevos productos, que posibilitan crear nuevas plazas de trabajo, desarrollar las líneas actuales de producción de las plantas de zeolitas. El empleo de adsorbente modificados para tratar agua de piscinas, representa ventajas sobre los medios filtrantes convencionales tanto económicas como ambientales.

La variante tecnología de impregnación con  $\text{MnSO}_4$  y oxidación con Hipoclorito de sodio, produce un adsorbente de  $\text{Z-MnO}_2$ , del tipo  $\gamma$ - $\text{MnO}_2$  con una composición superficial de 0.65 mMoles de Mn/g de adsorbente, con bajo consumo de reactivos y alta eficiencia en la remoción de contaminantes: 96.8, 98.7, 99.9, 96.6% para los metales Mn, Fe, Pb, Cd, respectivamente.



## IMPLANTACIÓN

El adsorbente de Manganese obtenido puede ser empleado como agente activo en la depuración de aguas contaminadas, conjuntamente con la zeolita de zinc en los filtros domésticos.

Este adsorbente se produjo en cantidad de 10 toneladas para remover Fe y Mn y otros metales pesados en:

Planta productora de agua por membranas En la Ciudad de Pernambuco, Brasil que montó filtros con 5 toneladas para garantizar nivel trazas de Fe y Mn .

Filtros para tratar agua en pozos artesianos, implantado en la fábrica de impresión de tarjetas magnéticas en la Empresa Interpreter( Sao Paulo), en dos Condominios de la Ciudad de Valiños , en el Motel Viena y en la lavandería de Braslav en Santa Catarina, Brasil.

Los desecantes de humedad fueron producidos en pilotaje en cantidad de 2 toneladas y aplicados por la Empresa de Adhesivos Dalton en Sao Paulo, en la producción de Nitrocelulosa y en el proceso de eliminación de humedad sustituyendo la zeolita sintética en la obtención del producto mercaptano.

El producto de potabilización, Zeolita -Zn ( ZZC) , se promueve en el mercado brasileño con el nombre FILTROCEL para filtros domésticos con la Empresa de Tratamiento de agua Filtros Europa, AguaGea , NALCO y PURIFIC .Está siendo usado por Industrias Celta Brasil en su Centro de Referencia Latinoamericano de Zeolitas” Luis Reyes”.

## Productos Lithopool y Lithosand

Productos empleados en el tratamiento de agua de piscinas con alta aceptación e introducidos por más de 10 usuarios en condominios y en promoción para sustituir la arena cuarzosa en centros recreativos en los Jacuzzi por empresas comercializadoras de productos para tratamiento de agua y en los sistemas convencionales de piscinas.

Los productos de tratamiento del agua para potabilización ZCAg<sup>0</sup> y ZZC, han sido introducidos de forma promocional en Sao Paulo en la Empresa PURIFIC como parte de su sistema de tratamiento y en la estructura interna de consumo del CIPIMM, se proyecta para el 2007 potabilizar toda el agua de consumo para la alimentación en el orden de 200l/día a partir del uso del agua de pozo artesiano.

## CONCLUSIONES

Como parte de la estrategia de ahorro de agua y energía, se han certificado los productos para el agua potable ZCAg<sup>0</sup> y el ZZC, con vista ha ofrecer alternativas factibles económicamente de brindar acceso al agua potable desde las comunidades carentes de esta posibilidad, hasta los servicios más exigentes en calidad de agua potable. El CIPIMM cuenta con tecnologías y productos que ofrecen garantía de calidad y ahorro.

En las aplicaciones ampliadas de los adsorbentes especiales de ZMnOx, demostró que la deposición en la superficie de la zeolita de diferentes tipos de compuestos de Manganese, no determina sobre la eficiencia de remoción de Me<sup>2+</sup> en la depuración de aguas contaminadas.

El aspecto importante para la obtención de este tipo de adsorbente es la concentración de los reactivos utilizados y el tiempo en la fase de intercambio, comprobándose que tiempos prolongados producen un exceso de Mn intercambiado que se libera en el proceso de depuración, lo que conlleva a lavados excesivos y residuos sólidos de óxidos de Manganese como un nuevo residuo. Asimismo no se observa incidencia significativa en la características y eficiencia de los adsorbentes de Z-MnOx obtenidos con la modificación previa de la Zeolita a formas catiónicas específicas. Esto garantiza



menor afectación al medio con la incidencia de menos residuos y minimización de tratamientos químicos.

Con la variante tecnológica de impregnación de Zeolita con sales de Manganese y su posterior oxidación, se obtiene el recubrimiento parcial del grano con un compuesto del tipo  $\gamma$ - $\text{MnO}_2$ , con alta estabilidad química a valores de pH entre 3 y 8 y cuya capacidad de remoción de Mn, Fe, Pb y Cd es de 97.4, 98.7, 99.4, 97.5 %, respectivamente su composición superficial es de 0.648 mmoles de Mn/g de adsorbente adsorbente, con bajo consumo de reactivos y alta eficiencia en la remoción de contaminantes: mayor de 96.9% para los metales Mn, Fe, Pb, Cd, respectivamente.

Resulta esta variante perspectiva desde el punto de vista técnico y económico para su aplicación práctica, ofreciendo menos complejidad tecnológica y menor afectación al medio ambiente.

En la tecnología aplicada a gran escala en piscina olímpica de 2500 m<sup>3</sup> de capacidad, en piscinas en condominios y en hoteles se han alcanzado resultados satisfactorios y favorables al cuidado y protección del hombre y el medioambiente.

Se emplean los productos zeolíticos Lithosand y Lithopool, en tratamiento físico, mecánico y químico del agua, posibilitando ahorro de agua, energía, menor costo de mantenimiento y minimizar el uso de químicos como controladores de la dureza, turbidez, alcalinidad y no requerir emplear floculantes, alguicidas, ni supercoloración por contaminación.

El resultado alcanzado en las aplicaciones a mayores escalas y en la práctica social sientan las bases para impulsar la expansión de los resultados a favor del cuidado del medio ambiente y de la protección y mejor utilización de nuestros recursos.

## BIBLIOGRAFÍA

- F. Bugallo Davis, Esteban Alfonso Olmo y otros. 2002. Preparación de un adsorbente base Zeolita- $\text{MnO}_2$  para la remoción de metales pesados. CIPIMM IT- 463.
- Glenda M. Herman, extension Housing Specialist Iron an Manganese in Household water. <http://www.heatsgoods.com>
- Ipotarsa Sa de CV –<http://www.tecnologías.html>.
- Jeffrey E. Post 30/03/1999, Manganese oxide minerals: Crystal structures and economic and environmental significance. Vol. 96, Issue 7, 3447-3454,
- Klara Pólyak, József Hlavay and Julia Maixner, 1995. Surface properties on  $\text{MnO}_2$  adsorbent prepared from Clinoptilolite-rich tuff Tokaj. D. Wing and F. Mumpton, Hungary. Natural Zeolites '93: 385-395.
- Tarasevich Y.I., Valery E. Pólyak and Irine Polyakova, 2000. Modified Clinoptilolite for the removal of Manganese and Iron from Artesian drinking water. Natural Zeolite for the third Millennium.
- V.E. Polyakov, Yu. I. Tarasevich et al, 1995. Demanganation of Artesian water using Modified Clinoptilolite. Natural Zeolites. Sofia '95.
- E, Alfonso et al, 2005 Impregnación de Zeolita Natural con plata para tratamiento de agua y Otros, I. I, No, 106 CIPIMM, 2005.
- NC93-01-128 Determinación del NMP de Coliformes totales, 1988.
- NC93-02 Agua Potable, Requisitos Sanitarios y Muestreos. 1985.
- D. Kalló, 1995, Aplicaciones de las Zeolitas naturales en el tratamiento de agua residuales, Instituto de Investigaciones Químicas, Budapest Hungría
- Revista Especializada en filtración, Separación y Tratamiento de Agua, marzo, 2005.
- <http://www.meiofiltrante.com.br/n.aspt08>
- Revista Química y Derivados No. 420 Octubre, 2003 "Zeolitas cubanas ayudan a remediar áreas contaminadas", <http://www.quimica.com.br/revista/qd420/actualidades3.htm>





# INFLUENCIA DEL TAMAÑO DE PARTICULA DE ZEOLITA EN SU ACTIVIDAD PUZOLANICA

**Mercedes Rosell Lam**

*Centro Técnico Para el desarrollo de los Materiales de Construcción*

## RESUMEN

Las puzolanas naturales son consideradas en general, materiales de naturaleza silicea ó silico-aluminoso y entre ellas se encuentran las zeolitas. La reactividad puzolánica de las zeolitas se atribuye a que la sílice y el aluminio reactivo ( $\text{SiO}_2$  y  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ) reaccionan con la portlandita ( $\text{Ca(OH)}_2$ ), liberada durante la hidratación del cemento, convirtiéndolo en el gel C-S-H y aluminato.

Para explicar la cinética de esta reacción diversos autores han propuesto modelos matemáticos; los que de manera general incluyen regímenes difusivos y/o cinéticos dado el carácter heterogéneo de esta reacción.

En todos los modelos que se proponen para caracterizar la reacción puzolánica de los diferentes materiales se tiene como uno de los parámetros, el diámetro de las partículas, siendo un criterio generalizado darle a este parámetro un valor constante lo que no permite evidenciar que el tamaño de las partículas tiene una influencia decisiva en la cinética de esta reacción.

En este trabajo se demuestra la influencia del tamaño de grano de una zeolita, en el desarrollo de la reacción puzolánica a través de la determinación de los coeficientes cinéticos que caracterizan la reacción de zeolitas con diferentes tamaños de partícula, evidenciando el aumento de la constante de velocidad de reacción con la disminución del diámetro medio de las partículas. Paralelamente este comportamiento, se corrobora en el desarrollo de las resistencias mecánicas en morteros de cemento con adición de zeolita cubana.

## ABSTRACT

### INFLUENCE OF PARTICLE SIZE OF ZEOLITE IN ITS PUZOLANIC ACTIVITY

Natural Pozzolans are considered, in general, materials of silica or silica-aluminous nature, and among them are zeolites. The pozzolanic reactivity of zeolites is maybe given to the silica and the reactive aluminium ( $\text{SiO}_2$  y  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ) reacting with the portlandite ( $\text{Ca(OH)}_2$ ), liberated during cement hydration, turning it in the C-S-H gel and aluminato. These products of reaction give additional mechanic resistance to cements.

To explain the kinetics of this reaction, different authors have proposed mathematical models that in general include diffusive and/or regimes due to the heterogeneous character of this reaction.

In all models proposed to characterize the pozzolanic reaction of the different materials the diameter of particles is one of the parameters, being a general criteria to give a constant value to this parameter which does not permit to evidence that the particle size has a decisive influence in the kinetics of this reaction.

In this work the influence of the grain size of a zeolite is demonstrated in the development of the pozzolanic reaction through the determination of the kinetic coefficients that characterize the reaction of zeolites with different particle size, giving evidence of the constant increase of the velocity of reaction with the decreasing of the medium diameter of particles. Parallely, this behavior is corroborated in the development of the mechanical resistance in cements with the addition of Cuban zeolites.

## INTRODUCCIÓN.

A los fines de la construcción, las puzolanas naturales son consideradas en general como materiales de naturaleza silicea ó silico-aluminoso, los que no tienen en si mismos propiedades aglomerantes pero que pueden finamente dividido y en presencia de humedad reaccionar con la cal a temperatura ambiente y formar por vía topoquímica productos estables y prácticamente insolubles de

características semejantes a los formados durante la hidratación del cemento portland específicamente la tobermorita, aportando resistencias adicionales a los morteros y hormigones.(1)

Las composiciones químicas de las puzolanas las hacen caer dentro del campo de los feldespatos alcalinos en un diagrama de fases del sistema cuaternario Nefelina-Leucita-Anortita-SiO<sub>2</sub>, relacionándose la estructura compleja espacial de los tectosilicatos (estructuras cristalográficas de armazón) con las de ciertos minerales con actividad puzolánica como son las zeolitas, además de que estas estructuras cristalográficas presentan defectos cristalinos y muy alta superficie específica interna, con distancias interplanares grandes que permiten la reacción puzolánica.

Las reactividad puzolánica de las zeolitas se atribuyen a que el SiO<sub>2</sub> reactiva y Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> reaccionan con el Ca(OH)<sub>2</sub>, liberado durante el hidratación de cemento, convirtiéndolo en el gel C-S-H y aluminato. Algunos autores consideran que esta reacción zeolita-cal es una reacción de intercambio, sin embargo el hecho de que a largo plazo encontramos silicatos cálcicos y aluminatos hidratados de estructura cristalina bien definida y no una zeolita calcificada nos evidencia una reacción heterogénea del tipo sólido solución.

Jander, Zuravlev y Rabilero (2,3, 4) y más recientemente Payá (5) y Villar Cociña (6) han propuesto que la reacción tiene las siguientes etapas:

- Difusión de los iones Ca<sup>2+</sup> de la solución hasta la superficie de las partículas de zeolita. (*difusión externa*)
- Adsorción de los iones Ca<sup>2+</sup> en la superficie de la partícula de puzolana.
- Difusión de los iones Ca<sup>2+</sup> a través de la capa de los productos de la reacción. (*difusión a través del producto*)
- Interacción química entre los iones Ca<sup>2+</sup> y la partícula de puzolana. (reacción en la interfase)

Los perfiles de concentraciones en el sistema se pueden esquematizar según aparece en la figura 1.

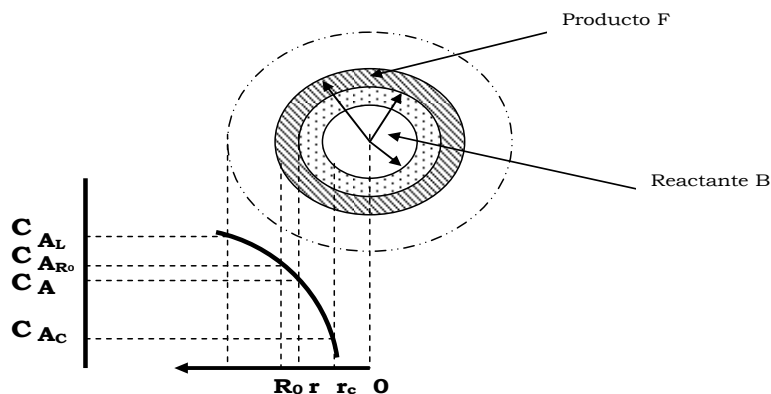


Figura 1. Perfiles de Concentración de la reacción

Las expresiones matemáticas para cada etapa son:

$$-\frac{dN_A}{dt} = 4\pi R_0^2 K_L [C_{A_L} - C_{A_{R_0}}] \quad \text{Difusión externa}$$



$$-\frac{dN_A}{dt} = 4\pi r_c D_e \frac{C_{A_{R_0}} - C_{A_c}}{\left(1 - \frac{r_c}{R_0}\right)} \quad \text{Difusión a través del producto}$$

$$-\frac{dN_A}{dt} = 4\pi r_c^2 K (C_A)_C \quad \text{Reacción en la interfase}$$

Mediante transformaciones matemáticas de las ecuaciones que rigen cada etapa de la reacción puzolánica, Villar Cociña plantea la expresión del modelo cinético difusivo que expresa la variación de la concentración de la Cal (Ca +2) con el tiempo es:

$$C = \frac{0,23873 \exp\left(-\frac{3t}{\tau}\right) \left[-1 \exp\left(\frac{t}{\tau}\right)\right] \frac{1}{\tau}}{DR_0} + \frac{0,23873 \exp\left(-\frac{t}{\tau}\right) \frac{1}{\tau}}{KR_0^2} \quad (VI)$$

Donde:

$R_0$ : es el radio de la partícula.

$\tau$ : es la constante de tiempo de conversión y es numéricamente igual al tiempo que demora el núcleo de puzolana de radio  $R_0$  en disminuir en un 37%

$D$ : es el coeficiente de difusión

$K$ : es la constante de velocidad de reacción

El primer término caracteriza el comportamiento difusivo, el comportamiento cinético lo describe por el segundo término y el comportamiento cinético-difusivo se expresa por ambos términos.

Si suponemos que iniciamos la reacción para un tiempo 0 y que se determina la concentración a diferentes tiempos  $t$ , la variación de concentración será:

$$\alpha = \frac{C_0 - C_t}{C_0}$$

Sustituyendo y transformando, este parámetro adimensional en la expresión matemática que rige la cinética de reacción, obtenemos:

$$\alpha = 1 - \frac{0,23873 \exp\left(-\frac{3t}{\tau}\right) \left[-1 \exp\left(\frac{t}{\tau}\right)\right] \frac{1}{\tau}}{DR_0} + \frac{0,23873 \exp\left(-\frac{t}{\tau}\right) \frac{1}{\tau}}{KR_0^2}$$

De este planteamiento se hace totalmente evidente que el tamaño de la partícula de zeolita determina la velocidad de la reacción, dado que la difusión es a través de la partícula o de los productos de la reacción que la rodean; por ende, la aparición de las resistencias adicionales que aporta esta reacción también dependerán del tamaño de grano de la puzolana.

El presente trabajo tiene como objetivo demostrar la influencia del tamaño de grano de una zeolita, lo que de forma empírica ha sido previamente demostrado a través de diversos trabajos por Rosell y Gayoso (8, 9, 10) en han evidenciado su puzolanidad, en el desarrollo de la reacción puzolánica. Para ello se monitorea la reacción zeolita-cal de cuatro muestras de zeolitas con diferentes grados de molienda, mediante el método conductimétrico, corroborando este comportamiento en el desarrollo de las resistencias en morteros de cemento.



## 1. METODOLOGÍA DE INVESTIGACIÓN.

Para este estudio se utilizó la zeolita del yacimiento Tasajera obtenida del proceso de beneficio de la planta ubicada en las inmediaciones de San Juan de las Yeras, la cual consta de molienda, trituración, clasificación, secado a 120°C y envasado en big bag. En nuestro caso utilizamos la fracción menor que se comercializa: de 1 a 0 mm.

La zeolita previamente caracterizada, fue molida en molino de bolas de hierro a distintos tiempos, lográndose con ello las cuatro muestras de estudio. Se les realizó el análisis de granulometría láser, calculando el diámetro medio y se les determinó las superficies específicas externas (Blaine) y totales (BET)

Partiendo de conocer que existe una correlación entre los valores de la conductividad y la concentración de  $\text{Ca(OH)}_2$ , se realiza una curva de calibración en el rango de concentraciones a trabajar obteniendo un comportamiento lineal, se realizó el monitoreo de la reacción puzolánica de cada una de los ítems molidos mediante el método conductimétrico, el cual tiene su fundamento en que al aplicar un campo eléctrico a una solución, los iones experimentan una fuerza que los atrae hacia el electrodo con carga opuesta en nuestro caso los iones  $\text{Ca}^{+2}$  de la suspensión zeolita-cal.

La data obtenida permite correlacionar la variación de la concentración (parámetro adimensional  $\alpha$ ) en el tiempo y se ajusta el modelo cinético propuesto, determinando los parámetros estadísticos de ajuste:

- coeficientes de correlación (r),
- coeficiente de múltiple determinación ( $R^2$ )
- error estándar (ES),
- suma de cuadrados residuales (SCR).

A partir de esta data se calculan los coeficientes característicos de las reacciones para cada uno de los ítem.

Paralelamente se elaboran morteros con 20 % de adición de puzolana, atendiendo a lo planteado en la norma ASTM C-311 y se determina la resistencia a compresión en probetas de 40 x40 x 160 mm a las edades de 3, 7, 28 y 90 días.

## 2. CARACTERIZACIÓN DE LA ZEOLITA

Los resultados de la caracterización química aparecen en la tabla 1.

Los resultados de la difracción de rayos X obtenida con la identificación de las fases fundamentales aparecen en la figura 2.

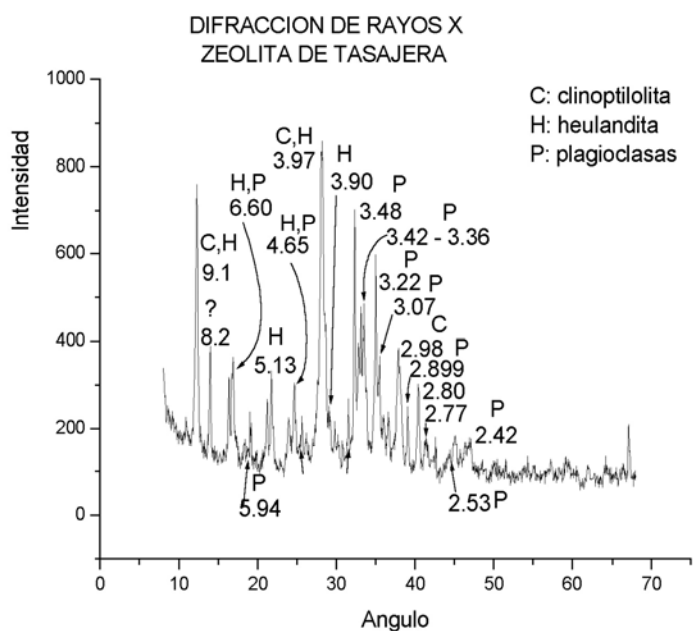
**Tabla 1. Caracterización química de la zeolita Tasajeras realizado por Fluorescencia. (Laboratorio Escuela de Minas. Universidad Politécnica de Madrid).**

Oxido	% Masa	Std. Error	Elemento	% Masa	Std. Error
$\text{SiO}_2$	64.39	0.52	Si	29.93	0.25
$\text{Al}_2\text{O}_3$	11.76	0.36	Al	6.22	0.19
$\text{Fe}_2\text{O}_3$	1.96	0.15	Fe	1.37	0.11
CaO	3.6	0.1	Ca	2.6	0.07



Na <sub>2</sub> O	1.47	0.12	Na	1.09	0.09
K <sub>2</sub> O	1.29	0.13	K	1.07	0.1
MgO	0.61	0.086	Mg	0.368	0.052
TiO <sub>2</sub>	0.31	0.31	Ti	0.186	0.17

**Figura 2. Difractograma de la zeolita Tasajera.**



La zeolita molida a diferentes tiempos, tienen las distribuciones granulométricas que se reportan en la tabla 2, obtenidas por análisis de granulometría láser

**Tabla 2. Distribución granulométrica de las muestras de zeolita molidas obtenidas por granulometría láser en el IETcc Madrid.**

Tamiz en mm	Retenido en el tamiz en %			
	Z1	Z2	Z3	Z4
0.090	46,5	21,4	0	0
0.053	32,4	25,6	14,3	3,1
0.074	19,3	16,4	19,7	9,8
0.044	1,8	3,3	4,8	17,5

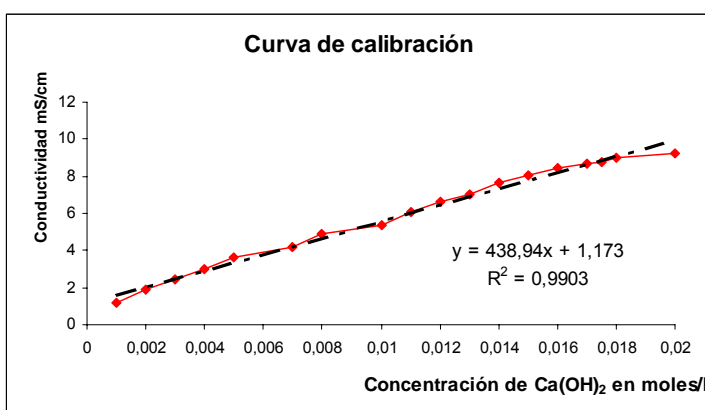
Las características físicas fundamentales determinadas a estos ítems aparecen en la tabla 3.

**Tabla 3. Características físicas de las muestras de zeolita molida:**

Propiedades	Z1	Z2	Z3	Z4
Ø medio mm	0,084	0,067	0,063	0,017
Peso específico	2,33	2,32	2,32	2,31
cm <sup>2</sup> /g (Blaine)	6176	10235	11818	12553
BET m <sup>2</sup> /g	12.035	16.687	21.358	26.875

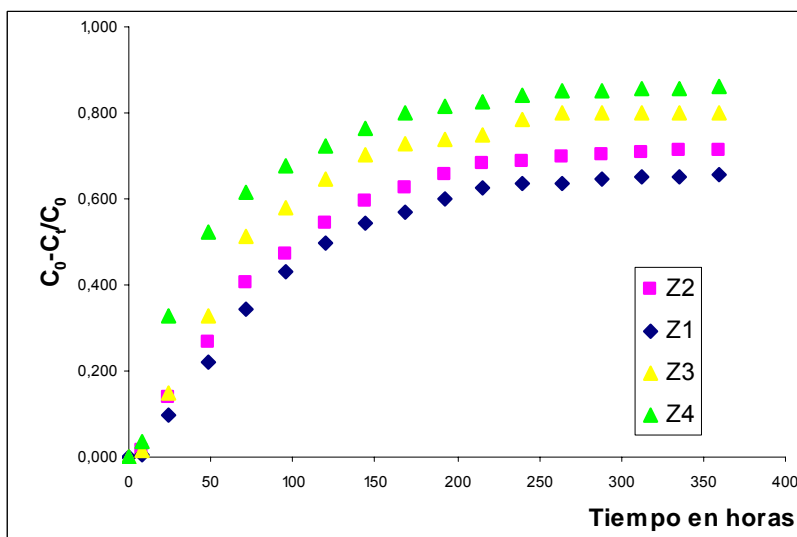
### 3. RESULTADOS OBTENIDOS.

La curva de calibración del método conductimétrico, ajustada a una línea recta aparece en la figura 3.



**Figura 3. Curva de Calibración del método Conductimétrico**

Los resultados obtenidos en el monitoreo de la reacción puzolánica mediante la determinación del parámetro adimensional  $\alpha$  en el tiempo aparece graficado en la figura 4, para las diferentes zeolitas molidas expresado como la variación relativa de la concentración en el tiempo.



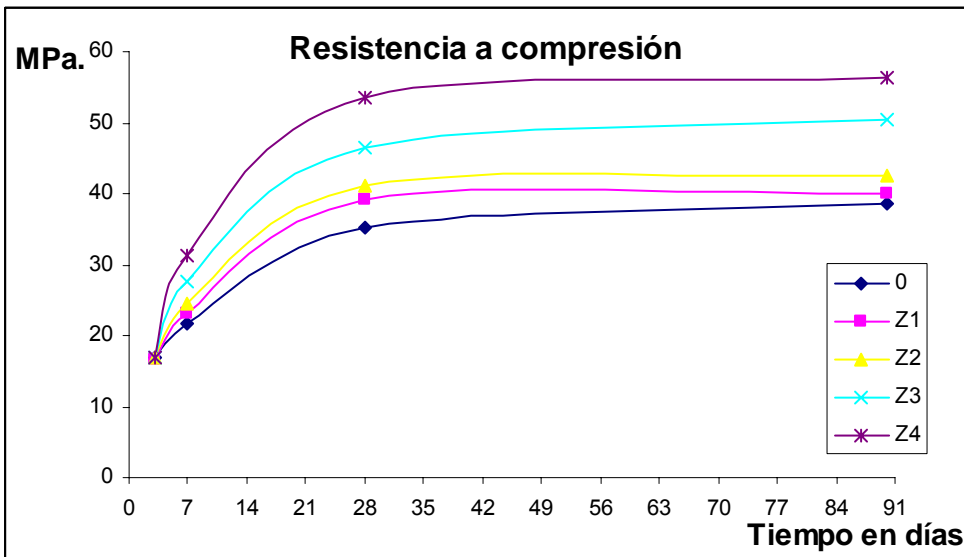


Los coeficientes cinéticos calculados y los aparecen en la siguiente tabla.

**Tabla 4. Coeficientes cinéticos y Parámetros estadísticos del ajuste de las muestras de las zeolitas molidas**

Material	Coeficientes Cinéticos		Parámetros estadísticos del ajuste			
			ES	r	(R <sup>2</sup> ).	(RSS)
Z1	K	$6,88 \cdot 10^{-3} \pm$	$0,24 \cdot 10^{-3}$	0,9998	0,9996	0,0002
	D	$1,38 \cdot 10^{-2} \pm$	$0,07 \cdot 10^{-2}$			
	$\tau$	$78,12 \pm$	1,58			
Z2	K	$1,24 \cdot 10^{-2} \pm$	$0,07 \cdot 10^{-2}$	0,9995	0,9991	0,0009
	D	$2,58 \cdot 10^{-2} \pm$	$0,44 \cdot 10^{-2}$			
	$\tau$	$79,36 \pm$	2,90			
Z3	K	$2,77 \cdot 10^{-2} \pm$	$0,17 \cdot 10^{-2}$	0,9990	0,9979	0,0026
	D	$1,94 \cdot 10^{-2} \pm$	$0,32 \cdot 10^{-2}$			
	$\tau$	$65,79 \pm$	2,69			
Z4	K	$63,1 \cdot 10^{-2} \pm$	$6,3 \cdot 10^{-2}$	0,9932	0,9962	0,0097

Los resultados de las resistencias de los morteros preparados con las diferentes zeolitas molidas se reportan en el gráfico de la figura 5.



**Figura 5. Gráfico de crecimiento de las resistencias a compresión en el tiempo de los morteros con los ítems molidos.**



## ANÁLISIS DE RESULTADOS.

Esta zeolita objeto de estudio como puzolana es de carácter cálcico con un contenido de óxidos ácidos mayor de 70 %, cuyas fases mineralógicas presentes corresponden a heulandita y clinoptilolita, fundamentalmente.

Con el proceso de molienda de los ítems se logró obtener una variabilidad amplia de los diámetros medios de partícula, lo cual permite inferir la influencia de esta variable en la reacción puzolánica. Las variaciones obtenidas van desde un diámetro medio de 0,084 mm para el caso de la Z1 hasta un diámetro medio de 0,017 mm para el caso de la Z4.

Es evidente que hay una gran diferencia en las superficies específicas total y externa, en cada uno de los ítems, dado por la característica cristalográfica de las zeolitas de ser silicatos en forma tetraédrica con grandes canales interiores. La tendencia en general es a aumentar la superficie específica con la disminución del tamaño medio de partícula, para ambas mediciones.

En cuanto al monitoreo de la reacción se observó que la reacción ocurre en todos los ítems, sin embargo se observa que los valores de la constante de velocidad aumenta y el coeficiente de difusión decrece a medida que disminuye el tamaño medio de la partícula de zeolita lo cual nos induce a aseverar que el mínimo tamaño de grano tiene mayor velocidad de reacción puzolánica.

Para los diámetros medios inferiores a 60 micrones hay un marcado incremento de la velocidad de la reacción puzolánica.

Interpretando el modelo matemático propuesto para explicar la reacción puzolánica, se puede decir que mostraron un comportamiento con control mixto (cinético-difusivo) para las muestras Z1, Z2 y Z3, descrito por todos los términos de la ecuación anterior, mientras que para la muestra Z4 los resultados arrojan un comportamiento con control cinético descrito por el 1er y 3er término de la ecuación.

De igual modo se observa que el desarrollo de las resistencias se corresponde con el mismo comportamiento observado en la reacción puzolánica, es decir a menor tamaño de partícula de zeolita mayor es la resistencia mecánica obtenida

## CONCLUSIONES.

1. Los criterios cinéticos sobre la reacción puzolánica, propuestos en el presente trabajo, los cuales plantean regímenes de ocurrencia mixtos, difusivos y cinéticos, son corroborados en el presente trabajo para la zeolita natural cubana.
2. Se logra el cálculo de los coeficientes cinéticos (coeficiente de difusión y constante de velocidad de reacción) y se caracteriza la actividad puzolánica de la zeolita natural cubana a partir de un parámetro cinético obtenido empíricamente: constante de velocidad de reacción.
3. Existe una marcada influencia del tamaño medio de la partícula de zeolita en el desarrollo de la reacción puzolánica, lo cual corrobora la necesaria reducción de tamaño de las puzolanas.
4. Existe una correspondencia de comportamiento entre la cinética de reacción puzolánica y el desarrollo de las resistencias mecánicas en morteros con adición de puzolanas.



## BIBLIOGRAFÍA

- Mehta. P.K. Natural Pozzolans. Supplementary Cementing Materials for Concrete. CANMET. V.M. Malhotra. Ottawa. Canada. 1987. 2-33.
- Jander W . Reaktionen un festen zustande bei hoheren temperaturem. Zzeitschrift fur Anorganische und Allgemeine chemie, 1985, 15, No 1, 35-41.
- Zuravlev, V. F. et. Al Kinetics of reaction in the formation of aluminates an the contribution of mineralisers to the process . Journal of Applied Chemistry. USRR, 1948, 21, No. 2, 887.
- Rabilero, A. Las Puzolanas. Cinetica de las reacciones. 1987. Editorial Oriente. Stgo de Cuba 1988.
- Payá, J. et al. Chemical activation of pozzolanic reaction of fluid catalyst residue in lime paste: thermal analysis. Advances in cement Research, 2004. 16, No. 3, 123-129
- Villar-Cociña, E. et.al. Validation of a kinetic difusive model to characterize pozzolnic reaction kinetic in sugar cane straw-clay ash/lime systems. Materiales de Construcción. España 55. (278) 2005 29-40.
- Villar-Cociña, E. et.al. An evaluation of different kinetic models for determining the kinetic coefficients in sugar cane straw-clay ash /lime system. Advances in Cement Research, 2006, 18.No 1., January 17-26.
- Rosell, M. Empleo de zeolitas naturales en adiciones de morteros y hormigones. De Altas pretaciones. Congreso De Minera 2005. Primera Convención Cubana De Ciencias De La Tierra, GEOCIENCIAS 2005. Memorias en CD-Rom, ISBN 959-7117-03-7, La Habana, 2005.
- Gayoso R. Rosell M. Zeolita utilizada como aditivo mineral activo para hormigones. V Conferencia Internacional de zeolita. Universidad de la Habana, Marzo 2003.
- Gayoso R. Rosell M. Non-conventional aggregates and mineral admixture in high performance concrete. IV International ACI/CANMET/IBRACON, Conference on quality of concrete structures and recent advances in concrete Materials and testing. Recife, Brasil. Septiembre 2005.



## EMPLEO DE LA ZEOLITA NATURAL EN EL TRATAMIENTO DE RESIDUALES ORGANICOS

**Jorge A. Febles González<sup>1</sup>, Luis F. Escobar<sup>2</sup> y Jean Carreau<sup>3</sup>**

<sup>1</sup> Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica CIPIMM. E-mail: [febles@cipimm.minbas.cu](mailto:febles@cipimm.minbas.cu)

<sup>2</sup> Remanso-Agrotech, Medellín, Colombia [lfescob@hotmail.com](mailto:lfescob@hotmail.com)

<sup>3</sup> Agriluca Export-Import, Martinica, Francia. [murcielagina@agriluca.com](mailto:murcielagina@agriluca.com)

### RESUMEN

Las zeolitas naturales son minerales con un conjunto de propiedades muy versátiles, las cuales cubren un amplio espectro de soluciones en el tratamiento de residuales, como son las de intercambio iónico elevado, absorción de gases y de humedad y retención de metales pesados, entre otras. Estas propiedades representan una magnífica herramienta para que el proceso de descomposición de la materia orgánica sea favorecido y el mismo transcurra dentro de parámetros deseados.

Se estudio la influencia de las zeolitas naturales en el proceso de compostaje de estiércol vacuno y el efecto de su aplicación en un cultivo de interés económico.

También se realizó el estudio de este mineral en dos proporciones en el tratamiento de los residuales orgánicos urbanos de la ciudad de Medellín, Colombia, Además se expone los resultados en Martinica de la mejora del ambiente en una crianza de ovino-caprino y la calidad de este abono órgano-mineral al final del proceso.

Como resultado de la incorporación de la zeolita en el proceso de compostaje de vacuno se obtuvo que todos los parámetros sanitarios, así como los contenidos de nutrientes resultaron favorecidos y la biodegradación de la materia orgánica requirió menos tiempo. La aplicación de este compost al cultivo de la papa incrementó los rendimientos en un 72%, así como el ahorro de 1 t/ha de urea

En el empleo de las zeolitas naturales en los procesos de adecuación de los residuales orgánicos urbanos, se redujo considerablemente los niveles de contaminación que los mismos presentan con metales pesados, disminución considerable de olores indeseables, moscas y otros vectores. Al concluir este proceso de biodegradación se obtuvo un producto órganomineral de mayor riqueza nutricional, los cuales pueden ser utilizados en áreas de repoblación forestal, áreas verdes y en jardinería en general, sin riesgo para la salud y el medio ambiente.

### ABSTRACT

Natural zeolites are minerals with a very versatile group of properties that can cover a wide range of solutions in the field of waste treatments such as the high ionic interchange, gas absorption, humidity absorption and heavy metals retention in a non interchangeable way, among others.

Household wastes represent a growing problem in big cities, mainly environmental pollution and low use of the huge volumes of residuals deposited.

The present work was developed with the introduction of natural zeolite in two different proportions in the treatment of household wastes that have been previously separated from the inorganic part, generated in Medellín, Colombia.

As a result of the use of natural zeolites in the adequation processes for the household organic wastes, it was obtained a considerable reduction of the pollution with heavy metals they have and besides, the undesirable odors, flies and other bugs decreased a lot.

The inclusion of zeolite, once the compost process is finished, also permitted to obtain organic-mineral products with a higher nutritive value that can be used in areas for forest recovery, pastures and in gardening in general, without jeopardizing human or animal health or the environment.

## INTRODUCCION

Mediante el desarrollo del proceso de compostaje es posible acelerar considerablemente el proceso de biodegradación de los materiales orgánicos, obteniéndose productos de propiedades agroecológicas más favorables que las que posee el material de partida. Las transformaciones que aquí tienen lugar, presentan ciertos aspectos en común con los mecanismos de humificación en el medio natural y se diferencian fundamentalmente por la concurrencia de unas condiciones ecológicas menos complejas, la ausencia de un sustrato mineral predominante y la duración mucho más reducidas del proceso.

Se ha demostrado que la aplicación de materia orgánica incrementa la acción de los fertilizantes químicos o minerales, esto se debe fundamentalmente a que la materia orgánica sirve como fuente de energía para que se desarrollen los microorganismos edáficos y estos transformen parte de los nutrientes que portan los fertilizantes químicos en sustancias orgánicas lo cual provoca que se reduzcan notablemente las pérdidas de nutrientes que no son inmediatamente utilizados por las plantas o cultivos, lo cual permite la reducción de los fertilizantes químicos a emplear. Si además en este sistema se incorpora un elemento como la zeolita natural, la cual posee entre sus propiedades alta capacidad de intercambio catiónico y una marcada selectividad por los cationes de amonio y potasio estamos ante la presencia de una combinación perfecta en la cual ocurre la potencialización de los nutrientes que son aportado por las fuentes químicas y orgánicas utilizadas, permitiendo un suministro adecuado y balanceado a los cultivos y a la vez reduciendo sensiblemente los riesgos de contaminación que comúnmente ocurren en el medio ambiente por un inadecuado manejo de los fertilizantes. Basado en los aspectos anteriormente planteados y al conocimiento de las propiedades de las zeolitas naturales como son de almacenar de forma disponible macro y micro nutrientes, alto poder de absorción de humedad y gran avidez por el amonio se desarrollo el presente estudio, con vistas a estudiar el efecto de este mineral en el proceso de compostaje de diferentes fuentes de materia orgánica y el resultado de aplicación del mismo en un cultivo de interés económico.

## MATERIALES Y METODOS

En el presente trabajo se utilizo zeolita natural del yacimiento de Tasajeras con granulometría de 1 a 3 mm; cuyas características se muestran en tabla 1.

**Tabla 1. Composición mineralógica, química, física y físico-química de la zeolita natural de Tasajeras.**

<b>Composición Mineralógica (DRX)</b>			
Clinoptilolita - Mordenita 60 -85 %			
Generalmente del tipo Cálcica Sódica con Si/Al = 4.8 y cantidades minoritarias de Cuarzo, Feldespato, montmorillonitas y Óxidos e Hidróxidos de Hierro.			
<b>Composición Química ( %)</b>			
SiO <sub>2</sub> = 63.0 - 68.6	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> = 11.6 - 12.7	TiO <sub>2</sub> = 0.3 - 0.45	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> = 1.07 - 2.08
Na <sub>2</sub> O = 1.34 - 2.39	K <sub>2</sub> O = 1.09 - 1.50	CaO = 2.78 - 5.78	MgO = 0.07 - 0.92
PPI = 10.80 - 11.02	H <sub>2</sub> O = 3.44		
<b>Composición Físico-Química y Propiedades Físicas.</b>			
<b>Color:</b> Verde Grisáceo		<b>Punto de fusión:</b> 1300 <sup>0</sup> c	
<b>C.I.C.:</b> 120 - 150 meq/100g		<b>Retención de Agua:</b> 30%	
<b>Densidad específica:</b> 2.10 - 2.24 g/cm <sup>3</sup>		<b>Densidad volumétrica:</b> 870 - 950 kg/m <sup>3</sup>	
<b>Estabilidad térmica:</b> Hasta 400 <sup>0</sup> c		<b>Humedad:</b> 10 - 12 %	
		<b>Superficie específica (BET):</b> 38.05 m <sup>2</sup> /g	



**Volumen de poros:** 0.0189 cm<sup>3</sup>/g

**Capacidad de adsorción de vapores**

**de amonio activada a 110<sup>0</sup>c :** 42 - 50 g/Kg.

**Cationes Intercambiables:** Ca<sup>+2</sup> = 83 meq/ 100g      Mg<sup>+2</sup> = 1.2 meq/100g  
Na<sup>+</sup> = 1.2 meq/100g      K<sup>+</sup> = 14.0 meq/100g

La materias orgánicas utilizadas fueron estiércol vacuno, residuales orgánicos urbanos y lechos de ovinos-caprinos en los cuales se utilizó la zeolita natural con vistas a mejorar las condiciones higiénico-sanitarias de las crías.

En el caso de elaboración de compost con zeolita la adición de este mineral se realizó en forma de capas alternas a la deposición del material orgánico.

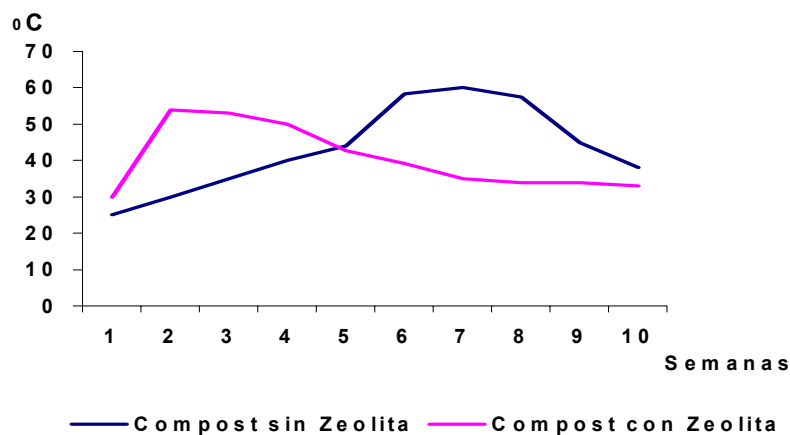
La experiencia agrícola con la aplicación de los compost de estiércol vacuno se desarrollo en un área de 5 hectáreas en un suelo Ferralítico Rojo Compactado, la cual fue dividida en dos aplicándose en una de ellas el compost con zeolita y en la otra mitad compost de estiércol vacuno obtenido de forma tradicional.

Tanto los análisis de los microbiológicos se realizaron en el Centro Nacional de Salud Agropecuaria, de acuerdo a las técnicas analíticas de este centro para estos fines.

## RESULTADOS Y DISCUSION

En el estudio de los compost de estiércol vacuno, las temperaturas internas de los mismos mostraron una diferencia apreciable. En el compost control, durante las primeras 4 semanas no fue apreciado un cambio muy marcado en los valores de temperatura, estando los mismos por debajo de los 40 grados centígrados, período en el cual existe el predominio de una flora microbiana mesófila, a partir de transcurrido este tiempo, ocurre un incremento brusco de las temperaturas llegando a su valor mas alto (60 C<sup>0</sup>) en la 8<sup>va</sup> semana en la que la flora microbiana pasa de mesófila a termófila, a posteriormente comienza una disminución paulatina de las temperaturas. Mientras que el compost que contenía zeolita en forma de capas, el comportamiento fue diferente, existiendo un incremento notable de las temperaturas a partir de la 2<sup>da</sup> semana alcanzando el mayor valor de temperatura de 54 C<sup>0</sup>. Esta disminución en el tiempo de alcanzar la etapa mesófila debe estar relacionado con el efecto mejorador de las condiciones internas del compost producto de la presencia de la zeolita ya que es un mineral de alta porosidad, que realiza la adsorción de agua en las cavidades internas posibilitando el aumento de las disponibilidades de oxígeno dentro del compost e influyendo en el parámetro de temperatura y en todos los procesos químicos y microbiológicos que se desarrollan en el mismo. La disminución de los valores de temperaturas máximas está relacionada con la capacidad endotérmica de la zeolita en la regulación de las temperaturas que se producen de la actividad metabólica de los microorganismos presentes en proceso fermentativo del estiércol. (Gráfico 1).

**Gráfico 1. EFECTO DE LA ZEOLITA EN LAS TEMPERATURAS INTERNAS DEL COMPOST**





Todo esto se traduce que al término de la 7<sup>ma</sup> semana el compost con zeolita estaba apto para ser aplicado desde el punto de proceso fermentativo, mientras que el compost testigo no lo estuvo hasta la 10<sup>ma</sup> semana.

En el estudio de dinámica de los patógenos inoculados vemos que el compost que se le aplicó zeolita estaba listo desde el punto de vista sanitario a partir de la 10<sup>ma</sup> semana ya que los contenidos de *Streptococcus* fecales y *Clustidium hemoliticum* se encontraban por debajo de los límites máximos permisibles ( $5 \times 10^2$  en S. f / g y  $5 \times 10^3$  en Cl. h /g), mientras que los de los de *Echerichia coli* y *Salmonella* sp., su conteo era negativo a la 4<sup>ta</sup> semana ya que estos dos grupos de enterobacterias poseen baja capacidad de reproducción en estiércol y a los factores bióticos del ambiente, Bell and Bole (1976) y Brown et al (1980). Tanto en los organismos coliformes como en los estreptococos disminuyen a medida que se incrementan las temperaturas internas en el tiempo, ocurriendo una disminución de las enterobacterias que son susceptibles a las condiciones termófilas que se logra en el estiércol almacenado en periodos de tiempo relativamente corto, los cuales al cabo de la 10<sup>ma</sup> semana tiende a la estabilización (tabla2).

**Tabla 2. Dinámica de los inóculos sembrados en los compost de estiércol bovino control y con zeolita.**

Tratamientos	Indicadores	SEMANA S				
		0	4	8	10	12
Compost Testigo	<i>Echerichia coli</i>	$1 \times 10^8$	-	-	-	-
	<i>Salmonella</i> sp.	$1 \times 10^8$	-	-	-	-
	<i>Streptococcus</i>	$1 \times 10^8$	$1 \times 10^8$	$6.2 \times 10^4$	$9.5 \times 10^3$	$8.7 \times 10^2$
	fecalis	$1 \times 10^8$	$2 \times 10^5$	$5.9 \times 10^3$	$6.5 \times 10^3$	$2.3 \times 10^3$
	<i>Clustidium hemoliticum</i>					
Compost Zeolita	<i>Echerichia coli</i>	$1 \times 10^8$	-	-	-	-
	<i>Salmonella</i> sp.	$1 \times 10^8$	-	-	-	-
	<i>Streptococcus</i>	$1 \times 10^8$	$1 \times 10^4$	$6.3 \times 10^3$	$3.4 \times 10^2$	$2.6 \times 10^2$
	fecalis	$1 \times 10^8$	-	$3.0 \times 10^3$	$1.9 \times 10^3$	$1.4 \times 10^3$
	<i>Clustidium hemoliticum</i>					

Al realizar el análisis de las características físico químicas y de algunos nutrientes (Tabla3), se observan diferencias entre los diferentes compost entre los valores de pH producto de la presencia de la zeolita, la cual cede al medio los cationes de calcio a medida que absorbe nitrógeno amoniacal producto del proceso fermentativo que ocurre en el compost, por lo que las cantidades de calcio aumentan significativamente.

**Tabla 3 .Características físico-químicas y algunos nutrientes presentes en los compost.**

Tratamientos	Ph	Kg/t compost		Meq /100 g de Suelo				M.O. %
		P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	K <sub>2</sub> O	Ca <sup>+2</sup>	Mg <sup>2+</sup>	Na <sup>+</sup>	K <sup>+</sup>	
Compost Testigo	7.37	12.97	6.87	6.57	0.83	0.37	1.19	58.50
Compost con Zeolita.	7.87	10.36	6.81	7.29	0.83	0.37	1.20	57.50

Los contenidos de magnesio, sodio y potasio presentan variaciones poco significativas.

En el compost que contiene zeolita existe la tendencia por parte del mineral a ceder los iones bivalentes antes de los monovalentes en presencia del amonio y existiendo poco intercambio del potasio y sodio, mientras que en el caso del magnesio debido a que su radio iónico y su concentración son pequeños limita su intercambio, coincidiendo con lo reportado por Mumpton (1984), Sheppard (1984) y Barbarick and Pirella (1984).

Los contenidos de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> y materia orgánica tienden a disminuir a medida que aumenta el contenido de zeolita, debido fundamentalmente a la dilución de estos por la adición del mineral al compost, ya que el aporte en estos nutrientes es insignificante. Una vía factible para elevar los contenidos de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> en los compost es la adición de roca fosfórica con una granulometría inferior a 1 mm. al final del periodo de elaboración ya se garantiza su mezclado en las maniobras posteriores. Esta roca fosfórica que se aporta de esta forma va a presentar un índice de solubilidad mayor en el suelo que cuando se aplica sola directamente en el suelo, ya que al ser incorporada con una fuente de altos contenidos de materia orgánica va a provocar que los microorganismos en el proceso de mineralización de la materia orgánica se liberen diferentes ácidos orgánicos que van a interactuar con la roca fosfórica aumentando la solubilidad del fósforo presente en la misma. Los contenidos de K<sub>2</sub>O no presentan diferencias marcadas entre ambas variantes. Otro macroelemento que se ve favorecido por la incorporación de la zeolita al proceso de compostaje es el nitrógeno, el cual en la variante con zeolita alcanza valores de incremento respecto al control de 7.9 Kg./t de compost. Esto corrobora los resultados de Writter and López-Ruíz (1988) y García et al (1991); al plantear la alta eficiencia que posee la zeolita en la adsorción de amonio que se desprende en el proceso de descomposición de los estiércoles, obteniéndose un producto órgano-mineral de muy buenas cualidades nutritivas.

Una vez concluido la maduración de ambos compost es tos fueron aplicado en campo para el cultivo de la papa mostrándose en la tabla 3

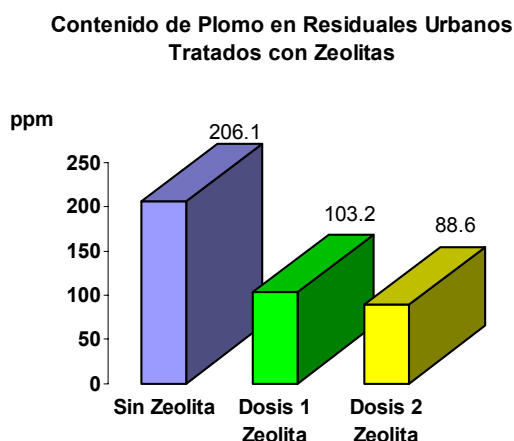
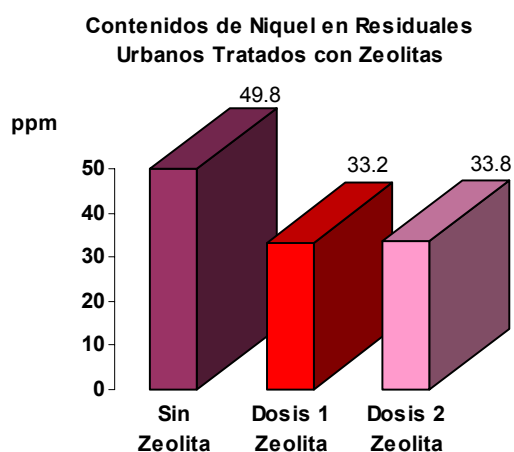
**Tabla 4. Influencia del compost zeolita – estiércol en los rendimientos del cultivo de la papa.**

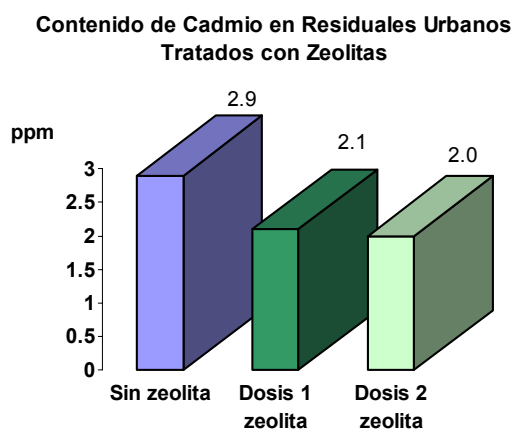
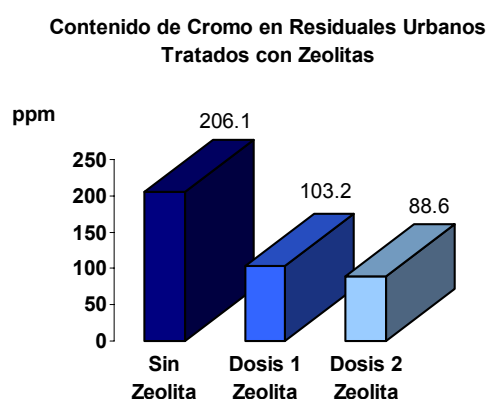
Variantes	Campaña			Promedio
	1991/1992	1992/ 1993	1993/1994	
Compost Testigo + 4 T/Ha de urea	8.64	10.28	9.77	9.56
Compost Zeolita +3 t/ha de Urea	10.88	13.00	12.54	12.14

En la misma se aprecia el efecto positivo de la zeolita en la producción del tubérculo con incrementos de los rendimientos con promedio del 12.70 %, así como el ahorro de 1 t/ha de urea.

El empleo de las zeolitas naturales en los procesos de adecuación de los residuales orgánicos urbanos ha permitido reducir considerablemente los niveles de contaminación que los mismos presentan con metales pesados, además de la disminución considerable de la incidencia de olores indeseables y moscas, también ha permitido obtener productos organominerales con una mayor riqueza nutrimental los cuales pueden ser utilizados en áreas de repoblación forestal, áreas verdes y en jardinería en general, sin riesgo para la salud y el medio ambiente.

**Gráficos 2, 3, 4 y 5 Efecto de las zeolitas naturales en la disminución de metales pesados en compost de residuales orgánicos urbanos**





En la tabla 5 muestra que la utilización de la zeolita natural en los lechos además de las ventajas que representa desde el punto de vista higiénico-sanitario en las crianzas de ovinos-caprinos como son la disminución de olores desagradables, eliminación de las enfermedades fungosas en las pezuñas de los animales, eliminación de ácaros y otros tipos de insectos como moscas; la inclusión de las zeolitas representa un beneficio significativo en cuanto a las cualidades necesarias de un abono orgánico, sobre todo en la mejora cuantitativa de los parámetros de nutrientes (N, P, K, Ca, Mg y su relación internutrientes), así como la gran capacidad de intercambio catiónico que aportará este nuevo abono organomineral a los suelos los cuales en sentido general son bajas.

Dentro de las características fundamentales es necesario mencionar que el producto obtenido es completamente natural, el cual puede ser utilizado sin restricciones en el desarrollo de una agricultura orgánica ecológica, siempre y cuando se le realicen una serie de análisis complementarios para determinar su inocuidad desde el punto de vista microbiológico; también su uso en una agricultura tradicional podría representar sin temor alguno la reducción del 50% de la fertilización química que tradicionalmente se emplea.

**Tabla 5. Efecto de la utilización de la zeolita en los lechos de ovino-caprino.**

pH	Materia Orgánica %	Meq/100 g				P2O5 asimilable ppm	N Total	C/N	Humedad De 70 a 105°C
		K+	Ca+2	Mg+2	C.I.C				
6.33	36.82	40.00	54.00	11.58	124.56	4419.47	2.26	21.36	5.10

## CONCLUSIONES

- El proceso biooxidativo del compost que posee zeolita fue acelerado por esta, permitiendo la reducción del tiempo de compostaje y la disminución de enterobacterias patógenas.
- La inclusión de las zeolitas naturales disminuye considerablemente la presencia de metales pesados en los residuales orgánicos urbanos.
- La presencia de zeolita en el compost y en los lechos mejora los parámetros deseables en los abonos orgánicos para su empleo agrícola.



## BIBLIOGRAFIA

- Barbarick, K.A. and Pirella, H.J. 1984 - Agronomic and horticultural. Use of zeolites: A review. In *Zeo-Agriculture. Use of Natural Zeolites in Agriculture and Aquaculture*. Westview Press. Boulder, Colorado. pp. 93-103.
- Bell, R.G. and J.B. Bole 1976 - Elimination of fecal coli form bacteria from Red canary-grass Irrigated with municipal sewage Efficient J. *Envirom. Qual.* Vol. 5 pp. 417-418.
- Brown, K.W., S.G. Jonas and K.C Donnelly 1980 - Influence of simulated rainfall on residual bacteria and virus on grass treated with sewage sludge; J. *Envirom. Qual.* Vol 9 pp. 261-265.
- García, M; Febles J. Fernández, M. Y A. Espino 1991 - Utilización de la zeolita natural mezclada con estiércol vacuno fresco en su descomposición para mejorar sus cualidades físico-químicas. In *Zeolite's 91. 3<sup>er</sup> International Conference on the Occurrence, Properties and utilization of Natural Zeolites*. Havana, Cuba Vol. 2 pp. 138.
- Mumpton, F.A. 1984. - Natural Zeolites. In *zeo-Agriculture. Use of Natural Zeolites in Agriculture*. Westview Press. Boulder, Colorado. pp. 33-34.
- Sheppard, R.A. 1984 - Characterization Zeolites materials in agricultural research. In *Zeo-Agriculture. Use of Natural Zeolites in Agriculture and Aquaculture*. Westview Press. Boulder, Colorado. pp. 79-86.
- Writter and Lopez Ruiz, J. 1988. - Nitrogen Losses during composting of sewage sludge and effectiveness of clay soil, Zeolites and compost in adsorbing the volatilized ammonia. *Biological wastes*. Vol.23 pp. 279-294.

## FABRICACIÓN DE MORTEROS INDUSTRIALES PARA LA CONSTRUCCIÓN

Luís Enrique Fuentes Salas <sup>(1)</sup>, Marcelo H. Martínez Martínez <sup>(1)</sup>

(1) Empresa Geominera Camagüey, Carretera Central Este Km 5 <sup>1/2</sup>, Camagüey, CP: 70600

### RESUMEN

Desde que en la década del 80 del pasado siglo relacionados con los morteros industriales se realizaron trabajos en Cuba, donde algunos especialistas ejecutaron profundas investigaciones sobre este tema; transcurre un período de casi dos décadas donde ni se habla de estos morteros, sólo hace apenas un año que tenemos conocimiento que en la Expedición Habana – Matanzas de nuestra Unión GeoMinSal se producen morteros de diferentes tipos y usos, destinados a satisfacer parte de las necesidades constructivas de las Provincias Occidentales; su calidad es buena ya que se avala en la total demanda del producto, con precios que oscilan entre 800-900 pesos por tonelada.

La Empresa Geominera de Camagüey teniendo las posibilidades tecnológico-productivas de preparar un mortero semejante al que actualmente se comercializa en la Habana, y que además cuenta con un stock de aglomerante y zeolita (mineral que se introduce por primera vez en los morteros de manera experimental con una dosificación racional) en la Planta de Minerales Técnicos (**PMT**) que consideramos pueda ser usado en tal sentido, es por ello que analizamos una serie de muestras en el laboratorio de materiales de la ECOA # 18 en Camagüey y después de una profunda valoración nos dimos a la tarea de confeccionar un informe del cual surge este trabajo, donde se proponen diferentes dosificaciones, se valoran posibilidades de uso y se recomienda un flujograma de producción semi-mecanizado que incrementa la productividad al doble y nos posibilita como Empresa acometer esta tarea, que aumentaría de manera sostenida la competitividad y los dividendos económicos aparejados, que tanto pueden ayudar en las obras constructivas de la “**Batalla de Ideas**”.

### ABSTRACT

Since in the decade of 80 in the last century related with the industrial mortars they were carried out works in Cuba, where some specialists executed deep investigations on this topic; it lapses one period of almost two decades where neither it is spoken of these mortars, we only hardly one year ago have knowledge that in the Expedition Havana - Matanzas of our Union GeoMinSal mortars of different types and uses take place, dedicated to satisfy part of the constructive necessities of the Western Counties; their quality is good since it is endorsed in the total it demands of the product, with prices that oscillate among 800-900 pesos for ton.

The Enterprise Geominera Camagüey having the technological-productive possibilities to prepare a mortar similar to the one that at the moment is marketed in the Havana, and that it also has an aglomerante stock and zeolita (mineral that is introduced for the first time in the mortars in an experimental way with a rational dosage) in the Plant of Technical Minerals (PMT) that consider it can be used in such a sense, it is for it that we analyze a series of samples in the laboratory of materials of the ECOA #18 in Camagüey and after a deep valuation we gave ourselves to the task of making a report of which this work arises, where they intend different dosages, use possibilities are valued and a semi-automated production flujograma is recommended that increases the productivity to twice as much and it facilitates us as Enterprise to attack this task that would increase in a sustained way the competitiveness and the harnessed economic dividends that so much can help in the works of “**Batalla de Ideas**”.

### MORTEROS. Definición.

Se denominan **MORTEROS DE CONSTRUCCIÓN** a los materiales pétreos artificiales obtenidos como resultado de la solidificación de una mezcla compuesta por: **AGLOMERANTES, AGUA, ÁRIDOS FINOS Y ADITIVOS**; éstos no contienen áridos gruesos.

Según bibliografía consultada:

- ☛ -Manual del Ingeniero, Academia Hütte, Tomo I, año 1926; ed. Gustavo Gili, España.





✶ - Materiales de Construcción, G. I. Gorchakov, ed. Mir, Moscú, 1984.

La gama de tipos, dosificaciones, usos, etc. es numerosa, clasificándose según tipo de aglomerante, masa volumétrica y destino.

## ANTECEDENTES

Relacionado con los morteros existen trabajos que tienen su esplendor en Cuba en la década del 80 del pasado siglo donde algunos especialistas realizaron profundas investigaciones sobre este tema como el Ing. José Luis Armenteros López (Aglom. Tufita-Cal, 1994).

Transcurren casi 20 años sin hablar de morteros industriales.

Hace un año tenemos conocimiento de que en la Expedición Habana Matanzas se producían morteros de diferentes tipos y para distintos usos, destinados estos a satisfacer las necesidades de parte de las provincias occidentales, su calidad es buena ya que se avala en la total demanda del producto con precios que oscilan entre 800-900 pesos/tonelada.

La Geominera Camagüey sobre la base de lo antes expuesto y teniendo las posibilidades tecnológicas y productivas de realizar un mortero semejante al que actualmente se comercializa en la Habana se dio a la tarea de iniciar sus primeros pasos en la fabricación de los Morteros Industriales.

Paralelo a esto algunos estudiantes de la Universidad de Camagüey realizaron sus trabajos de diploma en lo concerniente al estudio de dosificaciones para la fabricación de Morteros (Mohamed Alí; Yoleisy Díaz Ogilvi y Yaima Díaz Cordoví).

Actualmente nuestra empresa acomete la tarea de producir un Mortero standarizado y con calidad para ser usado en el desarrollo constructivo de nuestro territorio.

## TRABAJOS REALIZADOS

1 - Recopilación de información.

2 - Valoración de algunos componentes de los morteros existentes en la provincia para su utilización racional como son la caliza, zeolita, arena sílice, cal, etc.

3 - Preparación de dosificaciones para algunos tipos de morteros para ser ensayados en el laboratorio de Materiales de la ECOA 18 de Camagüey. R. Piloto.

4 - Análisis y valoración de los resultados.

## DOSIFICACIONES

Usadas en Expedición Habana Matanzas (según información telefónica):

Cemento Caliza  $\text{CaCO}_3$

Tipo I: Resane Fino	16	34	50 %
Granulometría	0.1-1.5 < 1 mm		
Tipo II: Resane Grueso	16	34	50 %
Granulometría	1.6-7 0 - 1 mm		
Tipo III:	16	84	
Gravipolvo	< 8 mm		

### Materias primas usadas y dosificaciones de Morteros en Camagüey:

- Cemento Portland P-350.

- Zeolita como árido fino (<1 mm) y mediano (1-3 mm).

- Mezcla de ambas fracciones: 51% de zeolita fina y 49% de la mediana.

- Cemento Romano.

- Aglomerante = Mezcla de cemento Portland con el Cemento Romano en proporción de 50 % cada uno.



Mezclas (%)

<b>MORTERO 1</b>	<b>1</b>	<b>2</b>	<b>3</b>	<b>4</b>
Aglomerante	30	24	20	16
Árido Fino (<1 mm)	70	76	80	84
<b>MORTERO 2</b>				
Aglomerante	30	24	<b>20<sup>a</sup></b>	<b>16<sup>a</sup></b>
Árido Fino	25	27	<b>29<sup>a</sup></b>	<b>30<sup>a</sup></b>
Árido mediano (1-3 mm)	45	49	<b>51<sup>a</sup></b>	<b>54<sup>a</sup></b>

☛ Todo el árido esta conformado por Zeolita.

<sup>a</sup> No se llegaron a ensayar.

## CARACTERÍSTICAS DE LOS MATERIALES USADOS

### AGLOMERANTE DE GEOMINERA:

Retenido en tamiz 0.09 mm (No. 170) = 35.8 %

Peso específico real = 2.76 g/cm<sup>3</sup>.

Consistencia normal = 26.5 %.

Tiempo fraguado inicial = 85 minutos.

Tiempo fraguado final = 4.25 horas.

Resistencia compresión: Resistencia Flexo tracción:

3 días = 10MPa

3 días = 10MPa

7 días = 13.7 Mpa

7 días = 13.7 Mpa

28 días = 20.3 MPa

28 días = 20.3 MPa

### AGLOMERANTE PATRÓN:

Retenido en tamiz 0.09 mm (No. 170) = 12.7 %

Peso específico real = 3.15 g/cm<sup>3</sup>.

Consistencia normal = 25.0 %.

Tiempo fraguado inicial = 95 minutos.

Tiempo fraguado final = 4.05 horas.

Resistencia compresión: Resistencia Flexo tracción:

3 días = 24.9 MPa

3 días = 5.2 MPa

7 días = 34.0 Mpa

7 días = 6.8 Mpa

28 días = 41.1 MPa

28 días = 7.9 MPa

## RESULTADOS DE LOS ENSAYOS REALIZADOS A LA ZEOLITA:

	UM	Frac 1-3 mm	Frac <1 mm	Mezcla
		(I)	(II)	(III)
- Peso Esp. Corriente	t/m <sup>3</sup>			1.592
- Peso Específico Real	"			1.886
- Peso Esp. Aparente	"			2.256
- Absorción	%			18.4
- Peso Unit. Suelto	t/m <sup>3</sup>	0.817	0.913	0.907
- Peso Unit. Compactado	"	0.898	1.071	1.059
- % Vacío	%	43.6	32.7	33.5
- % Pasado tamiz 200	"	14.1	15.0	9.6
- Impurezas Orgánicas	Placa	0	1	1
(III): 51% de I + 49% de II				

## RESULTADOS DE LOS ENSAYOS REALIZADOS A LA ZEOLITA:

### ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO (%)

TAMÍZ (mm)	I	II	III	Especificaciones
9.52	100	100	100	100
4.76	100	100	100	90 – 100
<b>2.38</b>	<b>100</b>	<b>100</b>	<b>29</b>	<b>70 – 100</b>
1.19	23	94	62	45 – 80
0.59	3	54	31	25 – 60
0.297	2	28	17	10 – 30
0.149	1	15	9	2 – 10
Módulo de Finura	3.66	2.09	2.82	

### ANÁLISIS Y VALORACIÓN DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS

MEZCLA	DOSIFICACIÓN	7 DÍAS		28 DÍAS	
Nº		Flex.	Trac. R. Comp	Flex.	Trac. R. Comp
1	30 – 70	-	3.6	-	4.3
2	24 – 76	-	2.1	-	2.8
3	20 – 80	-	1.7	-	2.4
4	16 – 84	-	1.0	-	1.4
5	30 – 25 – 45	-	2.5	1.0	4.1
6	24 – 27 – 49	-	1.7	0.7	3.1



<b>TABLA No. 2 DISEÑO DE LOS DIFERENTES TIPOS DE MORTEROS DE ALBANILERIA DE ACUERDO A SU USO.</b>		
<b>USOS</b>	<b>TIPOS DE MORTEROS</b>	<b>Resistencia a la Compresión, 28 días (Mpa)</b>
<b>1.- Muro Portante:</b>	<b>II-III</b>	<b>3,5 ó 5,2</b>
- De Bloques		
- De ladrillos		
<b>2.- Muro no Portante</b>	<b>I</b>	<b>2,4</b>
<b>3.- Muro de Cierre:</b>	<b>II - III</b>	<b>3,5 ó 5,2</b>
- De Bloques		
- De ladrillos		
<b>4.- Revestimiento de Muro:</b>	<b>II - III</b>	<b>3,5 ó 5,2</b>
- Resano	<b>I - II - III</b>	<b>2,4 ó 3,5 ó 5,2</b>
- Repello grueso		
- Repello fino		
<b>5.- Enchapés:</b>	<b>I</b>	<b>5,2</b>
- Colocación de:		
- Azulejos		
- Piezas de cerámica	<b>II</b>	<b>3,5</b>
- Baldosas de terrazo		
- Losetas Hidráulicas	<b>IV - V</b>	<b>12,4</b>
- Piedra Natural		
<b>6.- Pisos (de Mortero)</b>	<b>IV - V</b>	<b>12,4</b>
<b>7.- Colocación de Pisos:</b>	<b>III</b>	<b>5,2</b>
- Azulejos		
- Losas Hidráulicas	<b>I</b>	<b>2,4</b>
- Baldosas de Terrazo	<b>II</b>	<b>3,5</b>
- Gres Cerámico	<b>IV - V</b>	<b>12,4</b>
- Piedra Natural	<b>II - III</b>	<b>3,5 ó 5,2</b>
<b>8.- Juntas entre elementos Prefabricados</b>	<b>IV</b>	<b>12,4</b>
<b>9.- Enlucidos de zócalos sanitarios, cisternas y tanques.</b>	<b>IV - V</b>	<b>12,4</b>

## CONSUMO DE MATERIALES POR METRO CÚBICO

Proporción	Proporción Volumétrica	Masa Volumétrica	Volumen real calculado	Rendimiento mezcla (%)	Relación A/C	Materiales reales m <sup>3</sup>					
		(t/m <sup>3</sup> )				Aglm	Agua	Fino	Fino	Medio	Medio
						(kg)	(L)	(kg)	(m <sup>3</sup> )	(kg)	(m <sup>3</sup> )
30:70	01:02.3	11,807	2070,8	64,6	1,16	386	448	795	0,872	-	-
24:76	01:03.2	11,722	2069,6	64,6	1,54	309	475	863	0,947	-	-
0.889	1:04	11,662	2069,1	64,6	1,89	257	486	909	0,997	-	-
0.725	01:05.2	11,558	2077,3	64,9	2,43	206	500	950	1,043	-	-
30:25:45	1:08 & 1.5	11,900	2280,6	75,0	1,16	378	438	285	0,314	525	0,611
24:27:49	1:1.1 & 2.05	11,670	2313,6	76,0	1,54	298	459	304	0,333	564	0,533

## VALORACIÓN DE LOS RESULTADOS

- 1.- Del total de dosificaciones planificadas inicialmente (8) se redujeron a seis (sobre la base de los resultados parciales que se fueron obteniendo), de las dosificaciones ensayadas sólo cumplen la 1 y 2 (zeolita fina) y las 5 y 6 (mezcla de zeolita fina y mediana) con valores de 4.3-2.8 Mpa y 4.1-3.1 Mpa respectivamente. Según norma NC 175-2002 que regula el uso de los morteros para el tipo I en 2.4 Mpa y para el tipo II en 3.5 Mpa.
- 2.- El Aglomerante de la Geominera presenta un peso específico muy bajo, esto es propio de los cementos Portland con altas adiciones ligeras.
- 3.- La zeolita presenta una absorción muy alta (18.4%), este valor no es recomendable para los áridos que se empleen en morteros de albañilería, pues hacen que estos sean más absorbentes y menos duraderos.
- 4.- Los valores alcanzados pudieron ser significativamente mayores, pero se han visto afectados por:
  - a) El aglomerante presenta síntomas de deterioro por envejecimiento, lo que se confirma por el retenido en el tamiz 0.09 mm (No. 170), constituido por grumos blancos y partículas fraguadas.
  - b) En el árido fino se detectó un elevado contenido de polvo el cual le resta resistencia al mortero, esto trae como consecuencia, entre otras cosas, un mayor gasto de aglomerante para alcanzar las resistencias deseadas y la obtención de morteros defectuosos y poco duraderos.
  - c) En el caso del Mortero 2 las mezclas utilizadas presentan insuficiencia de fino (no cumple con las normas).



## CONCLUSIONES

- 1.- La calidad obtenida en las dosificaciones empleadas en los morteros estudiados puede ser sustancialmente mejorada haciendo los cambios que se recomiendan.
- 2.- La calidad del **CR** empleado en la formulación actual no satisface los requisitos de calidad estipulados en las normas para el uso de los morteros y requiere mejoras sustanciales.
- 3.- El comportamiento granulométrico no ha sido el mejor, por una parte se observa un por ciento de fino (tamiz 200 mayor que el permisible, tanto en la zeolita fina de 0-1 mm como en la mediana de 1-3 mm), además la dispersión granulométrica en los tamices no es la mejor. Según especialistas de la ECOA # 18 los por cientos en que se mezclaron la zeolita fina y mediana no han sido los mas favorables (les falta fino).
- 4.- El resultado del presente trabajo ha sido un **éxito** ya que se ha logrado demostrar en la práctica las posibilidades de que nuestra Empresa prepare morteros de albañilería y contribuya así con su grano de arena en la “**Batalla de Ideas**”, además del beneficio económico.
- 5.- Geominera Camagüey está creando las condiciones para preparar morteros con posibilidad de uso en los tipos I-II y III, éstos pueden ser mejorados sustancialmente.
- 6.- Se logró confeccionar un PLEGABLE (se hizo circular y se les entregó un ejemplar a los compañeros del Poder Popular Provincial de Camagüey) y se preparó la Ficha de Costo del Mortero (por la Vice Dirección Técnico – Productiva de Geominera Camagüey).

## RECOMENDACIONES

- Presentamos los aspectos esenciales que se deben tener en cuenta a la hora de fabricar los morteros con nuevos productos, esencialmente como es el **CR** y otros áridos.
- El aglomerante existente, de acuerdo a los resultados de resistencia a la compresión obtenidos, tiene posibilidades de uso en morteros de albañilería: para el tipo II las mezclas 1 y 5, y para el tipo I las mezclas 2 y 6.
- El aglomerante existente ha de tamizarse, antes de ser mezclado con la zeolita por un paño de zaranda con luz de malla de 1,5 mm, para eliminar los grumos que se le han formado y las partículas de las adiciones que, supuestamente, no fueron bien molidas. También pudiera remolerse todo el aglomerante. Valórese ambas propuestas y selecciónese la más conveniente.
- Entendemos que las mezclas seleccionadas, dado el % de absorción que presenta la zeolita, deben emplearse en interiores y en zonas no húmedas hasta tanto se realicen las pruebas que demuestren las posibilidades reales de uso -de este material- en condiciones más adversas.
- Para mejorar la calidad de estos morteros y poder ampliar sus posibilidades de uso, debe pensarse en la sustitución total o parcial de la zeolita por áridos procedentes de rocas calizas de buena calidad, cuya graduación se corresponda con las exigencias para cada tipo de mortero (fino o grueso).
- Mantener un control de calidad sistemático del aglomerante y de los morteros antes de su comercialización, para poder garantizar productos de calidad estable y confiable.
- Moler bien las adiciones para que el aglomerante retenga en el tamiz de 0,09 mm, como máximo, el 15 % de partículas mayores que éste.





-Realizar, además de las pruebas de rigor para mantener el proceso en control, la prueba de durabilidad y de resistencia a la adherencia por tracción perpendicular, para que los productos garanticen las exigencias en su colocación en la obra y a través del tiempo.

-Garantizar un correcto almacenaje y rotación de las bolsas de mortero, de modo que siempre se entregue al consumidor un producto fresco y de calidad.

-Producir los morteros del tipo I y II con las limitantes que plantean los especialistas del laboratorio de la ECOA # 18, hasta tanto no sean verificados sus resultados (esto es, teniendo en cuenta que el árido total es zeolita con un alto valor de absorción, > 12 %), o sea, **deben ser usados en interiores, zonas no húmedas y revisar su comportamiento en otras condiciones.**

-Los especialistas de la ECOA # 18 plantean en sus recomendaciones el tamizado del aglomerante antes de ser mezclado con la zeolita por un paño de zaranda con luz de malla de 1.5 mm como mínimo. Nosotros consideramos que resulta mas favorable desde el punto de vista técnico y económico que se pulverice el CR en molinos de bolas para obtener el rendimiento optimo (no perder mas de un 35 % que esta por encima del tamiz 170) del volumen que existe actualmente acumulado en la planta, con esto se lograría también mejorar la unión de las partículas de zeolita + cal y mejorar la actividad que ha disminuido sustancialmente.

-Sobre la base de los resultados obtenidos actuales cuando el CR a emplear cumpla con la granulometría adecuada, el árido se sustituya la parte que se decida o total por caliza con baja absorción, entonces se deberán probar las dosificaciones que inicialmente formulamos, o variar los por cientos del árido según los estudios recientemente realizados por las Tesis de los Graduados de la Universidad de Camagüey.

-Se debe controlar rigurosamente que los áridos cumplan con la norma establecida, esencialmente con la curva granulométrica y que el % que pasa por el tamiz 200 sea menor del 5 %. Debe mejorarse el diseño de las mezclas de los áridos, por ejemplo, los compañeros del laboratorio de la ECOA # 18 nos sugieren por el caso actual que se nota un déficit de fino en la mezcla y que lo correcto según otras investigaciones actuales sea de 50 – 50 (zeolita fina 50 %, zeolita mediana 50 %).

## CALIDAD – RECOMENDACIONES

El tema de la calidad ha estado implícito durante toda la investigación. Para mantener una "CALIDAD" estable se debe controlar:

- a) El silicato impalpable.
- b) El árido fino y el mediano según NC 52-79/1993.
- c) La calidad del hidrato de cal.
- d) El tipo de cemento que se usa (si es P-350 o P-300).
- e) Controlar la granulometría de la puzolana y el tiempo de podrido).
- f) Controlar el producto elaborado (Mortero),  
(resistencia, laborabilidad, relación agua/cemento, densidad)
- g) Sugerimos creación de Servicio Técnico Post Venta.
  - Crear en la planta 4 áreas pequeñas (por ejemplo, de una luz a otra, o sea 6 m por unos 3-4 m) donde pueda ser almacenado lo que se mezcle semanalmente.
  - Los sacos para envasar los morteros deben estar debidamente rotulados.
  - Realizar la mezcla de la Puzolana con el Silicato 1, 2 ó 3 (Árido fino, mediano o grueso respectivamente) en las proporciones más convenientes.



## FLUJO TECNOLÓGICO

### 1.- Manual.

### 2.- Semi mecanizado.

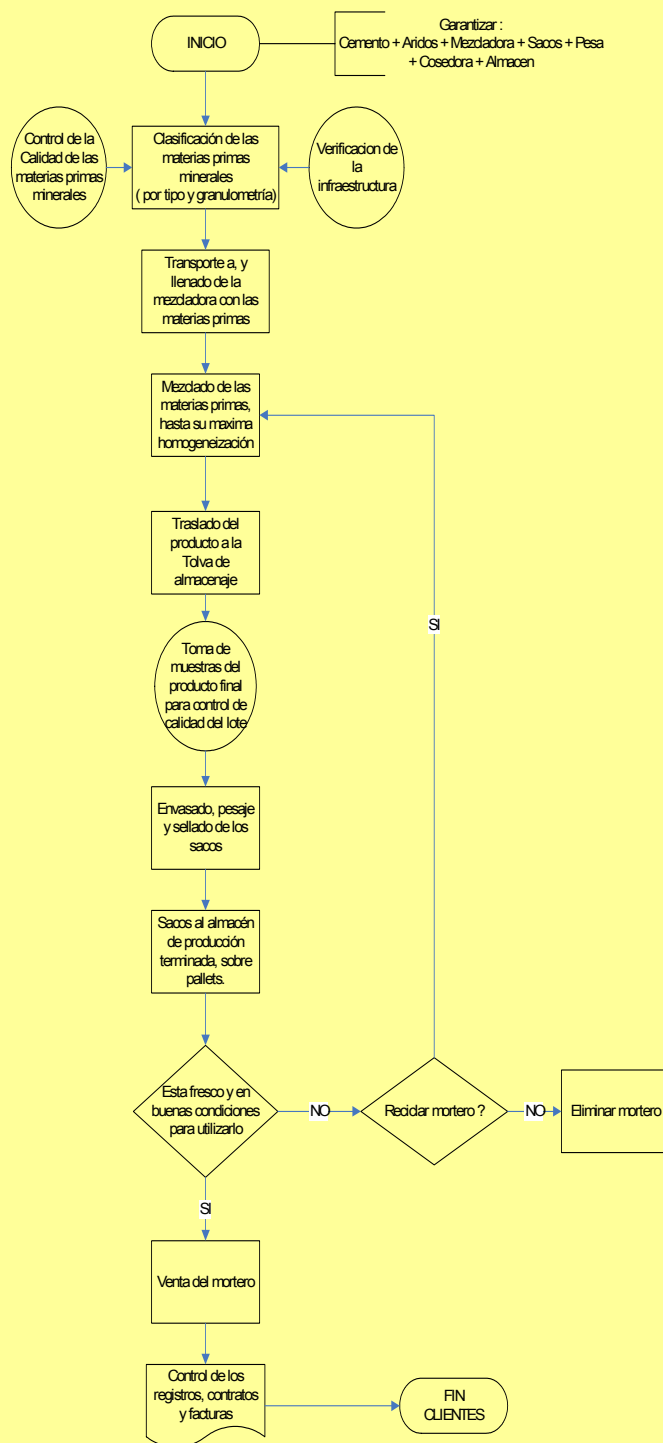
- **MANUAL:** No es el mejor ya que no se logra una correcta homogenización y la productividad es muy baja (5-10 t/turno con 7 trabajadores).
- **SEMI MECANIZADO:** Es el mejor, aunque la variante que aquí presentamos no está optimizada (se logran entre 10-30 t/turno con 9 a 10 trabajadores).

**“LAS GEOCIENCIAS :POR LA UTILIZACION ETICA, EQUITATIVA Y SUSSTENTABLE DE LOS RECURSOS NATURALES , PARA UN MUNDO MEJOR”**





Fujograma para la fabricación de Morteros para la Construcción en Geomínera Carragüey





## PROPIEDADES Y APLICACIONES DE LAS ROCAS ZEOLITIZADAS DE CABO DE GATA, ALMERÍA ESPAÑA

**Jorge L. Costafreda Mustelier<sup>(1)</sup>, Benjamín Calvo Pérez<sup>(1)</sup> y Esteban Estévez Fernández<sup>(2)</sup>**

(1) Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas de Madrid. Calle de Ríos Rosas, 21 28003. Madrid, España, E-mail: [costafreda@yahoo.es](mailto:costafreda@yahoo.es) E-mail: [benjamin\\_calvo@yahoo.es](mailto:benjamin_calvo@yahoo.es)

(2) Laboratorio Oficial para Ensayos de Materiales de Construcción (LOEMCO), Calle de Alenza, 1, 28003, Madrid, España, E-mail: [estebanestevez@hotmail.com](mailto:estebanestevez@hotmail.com)

### RESUMEN

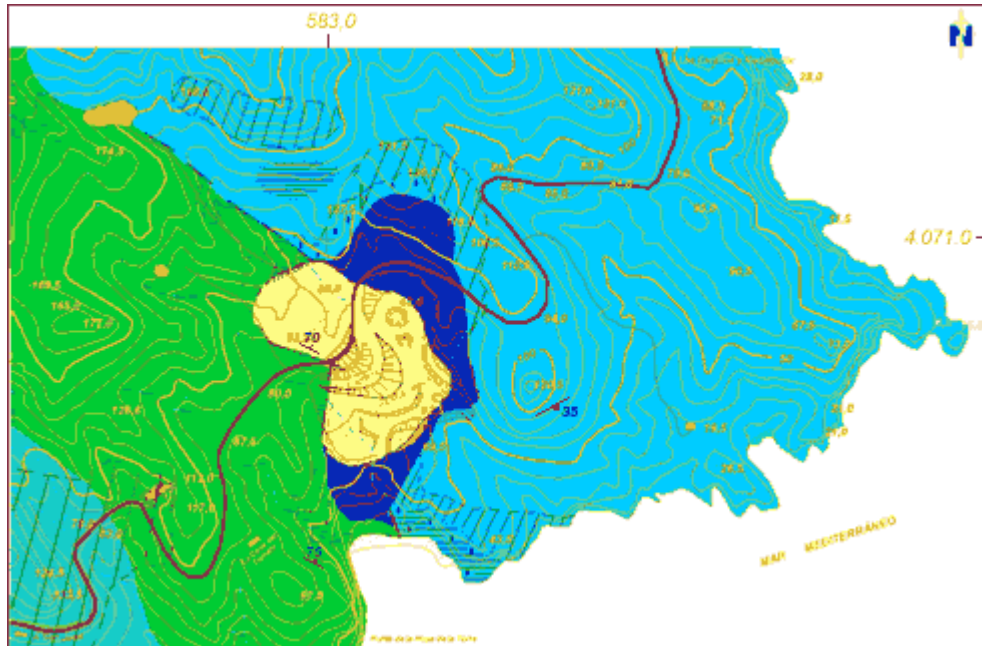
Las rocas zeolitizadas del Complejo Volcánico del Sureste Español han cobrado especial importancia en los dos últimos años. Varias empresas cementeras españolas han puesto su interés en la exploración y aplicación de la zeolita como aditivo natural para la producción de cementos puzolánicos. Diversos ensayos de DRX, FRX, MEB y el estudio de secciones delgadas petrográficas han demostrado que la mordenita es el mineral mayoritario en estas rocas: sobre el 50-60 %. El resto de los componentes son plagioclasa, feldespato potásico, cuarzo, pirita, yeso, hematita y materiales amorfos. Los ensayos físicos, mecánicos y químicos han confirmado el excelente comportamiento de esta zeolita en sus mezclas con morteros de cemento aportándole altas resistencias mecánicas a diferentes edades de fraguado, en rangos de variación entre 25,9 – 27,4 Mpa a 7 días, 42,6-51,4 Mpa a 28 días y 51,3-70,1 Mpa a 90 días. Los ensayos químicos de puzolanidad a 7 y 15 días demostraron las capacidades altamente reactivas de estas zeolitas, las cuales se comportan como un material puzolánico adecuado. Todas las muestras se ubicaron por debajo de la curva isoterma de solubilidad del hidróxido de calcio, tanto a 7 como a 15 días, de acuerdo al ploteo de los resultados de los análisis químico de puzolanidad. En la comparación con otros materiales puzolánicos de distintas génesis las zeolitas de Cabo de Gata han destacado en calidad por sus propiedades.

### ABSTRACT

Zeolitized rocks from Volcanic Complex of the Spanish southeastern have gained especial importance in the two last years. Several Spanish companies of cement have focussed their interest on the exploration and application of the zeolite as natural additive material on the production of puzolanic cements. Many assays, mainly XRD, XRF, SEM and thin sections petrography study, have demonstrated that mordenite is the principal mineral in the composition of this rocks: over 50-60 %. The rest of the mineral are plagioclase, K-felspar, quartz, pyrite, gypsum, hematite and amorphous materials. The mechanical, physical and chemical assays have confirmed the excellent behaviour of this zeolite mixed with cement mortar, given it high mechanical resistances to different ages, with ratios of 25,9-27,4 Mpa to seven days, 42,6-51,4 Mpa to twenty-eight days and 51,3-70,1 Mpa to nineteen days. Chemical puzolanic assays of both, seven days and fifteen days, have demonstrated the high reactive capacity of this zeolite which seems to be an adequate puzolanic material. All samples were under isotherm calcium hydroxide solubility line to seven days as well as fifteen days age, according to the plotting of the puzolanic chemical assays. A comparison between this zeolite and other puzolanic materials from southeastern Spanish area was done into the mark of this paper, in which the zeolite emphasized its quality properties.

### GEOLOGÍA LOCAL

Las zeolitas a las cuales hace alusión el presente trabajo, yacen en un entorno compuesto por variadas litologías de génesis volcánica y vulcanosedimentaria, entre las cuales figuran andesitas con estructura disyuntiva columnar, generalmente frescas, de matriz vítrea porfídica, tobas vitrocrystalolitoclástica de composición dacítica, dacitas brechosas autoclásticas, piroclastos y brechas de proyección de composición dacítica y lapilli (Arribas, A. 2005) (Calvo, B., Costafreda, J.L., Estévez, E. 2005) (ver figura 1).



### LEYENDA


















	Zeolita compuestas por mordenita esmectitas, plagioclasa, feldespatos potásicos, cuarzo, pirita, hematita, materiales amorfos y trazas de yeso		Contactos reales entre litologías
	Bentonita bandada con intercalaciones de materiales piroclásticos de composición dacítica y tobáceo. Está compuesta por piroxena, plagioclasa, biotita, material arcilloso (esmectita), zeolita de formación incipiente y fragmentos líticos de reducido diámetro		Contactos inferidos
	Andesitas con estructura disyuntiva-columnar, textura porfídica de matriz fina vítreo, constituida mayormente por piroxenos y plagioclasas sericitizadas		Zona con marcada limonización y carbonización subordinada
	Tobas vitrocrystalolíticas preferentemente de composición dacítica		Circuitos de alteración hidrotermal con desarrollo de carbonización, silificación, epidolización y cloritización
	Dacitas, piroclastos y brechas de composición dacítica y tobáceo.		Contacto litológico visible con evidencias de fuerte reacción metasomática
			Fallas comprobadas (en trazos continuos)
			Fallas supuestas (en líneas discontinuas)
			Zonas de brechamiento fuerte
	Curvas de nivel		
	Cursos fluviales de fuerte gradiente generalmente secos		
	Talud de los frentes de explotación		
	Pista		

Figura 1: Mapa geológico de la zona de los trabajos escala 1:10.000

En los afloramientos las rocas zeolitizadas presentan coloraciones blanca, beige, azul pálida y gris claro, con tonalidades azuladas y en ocasiones pardo rojizas ocasionado por reacciones superficiales con el oxígeno del aire y las aguas meteóricas. Muy pocas veces aparecen cristalinas y por lo general forman masas concrecionales residuales de alteración, creando pequeños mantos arcillosos de igual coloración; otras veces son porosas y transicionan a bentonita (Calvo, B., Costafreda, J.L., Estévez, E. 2005) (ver figura 2).



Figura 2: Afloramiento de zeolita variedad mordenita, según análisis de DRX y FRX, en la zona de estudios.

Se encuentran cruzadas frecuentemente por diaclasas que se inclinan con ángulos verticales y subverticales.

Los planos de fallas que afectan a los principales afloramientos tienen rumbo N 80° O e inclinación de 55° Sur en el flanco occidental del área.

## CARACTERIZACIÓN DE LAS ZEOLITAS

El análisis de las secciones delgadas petrográficas demostró que la zeolita se ha formado por un proceso de alteración metasomática con zeolitización parcial y total, acompañada de pirita y materiales arcillosos del grupo de las esmectitas y cuarzo residual (ver figura 3).

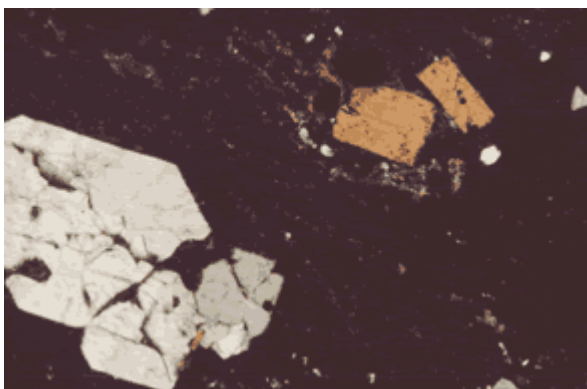
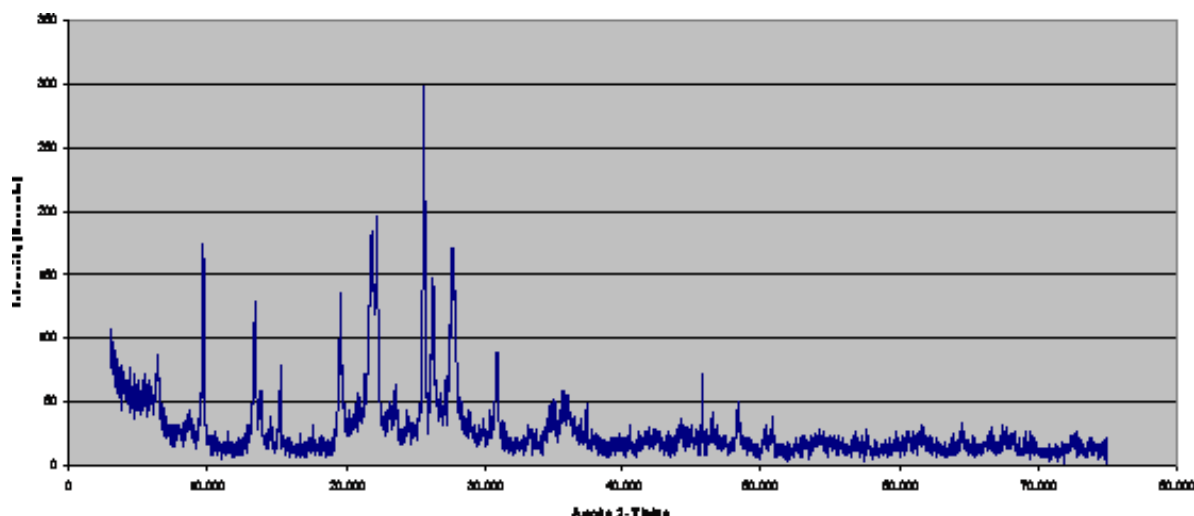


Figura 3: Microfotografía de la sección delgada de la muestra SJPET-6-2. Mostrando en primer plano un cristal de piroxeno totalmente zeolitizado, quebrado y desplazado sobre una matriz zeolitizada y bentonitizada. Están presentes, además, biotita y plagioclasa.

Los trabajos de Difracción de Rayos X y Fluorescencia de Rayos X revelaron los siguientes porcentajes de minerales presentes: mordenita (43-57 %), esmectita (17-19%), plagioclasa (5-12%), feldespato potásico (3-5%), cuarzo (6-14%), pirita (2%), yeso (trazas), hematita (2%) y materiales amorfos en general (12-14 %) (Calvo, B., Costafreda, J.L., Estévez, E. 2005) y (Giannetto, Giuseppe, Montes, Arturo, Rodríguez, Gerardo. 2000) (ver figura 4).



Figura 4:  
Difractograma de zeolita variedad mordenita correspondiente a la muestra SJ-7 del



Punto de documentación N° 3.

Los trabajos de Microscopía Electrónica de Barrido detectaron la presencia de mordenita en forma de cristales alargados, fibrosos, que forman paquetes alineados paralelos de haces, con coloraciones gris clara hasta blanca. En muchas ocasiones los cristales de mordenita aparecen truncados por esmectitas, demostrando que éstas últimas se formaron con posterioridad a aquéllas (ver figura 5).

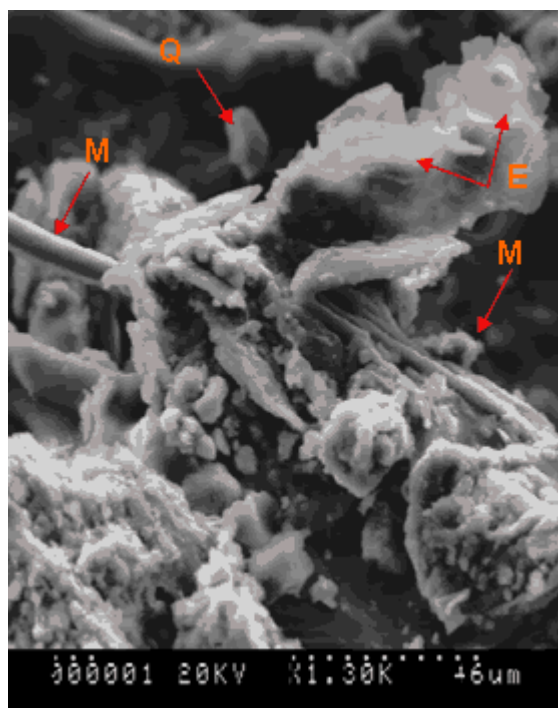


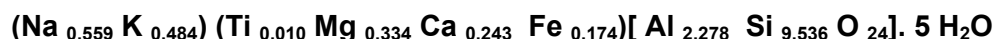
Figura 5: Micrografía de mordenita en paragénesis con esmectita y cuarzo (MEB). Muestra SJ-7. **M**- mordenita; **E**- esmectita; **Q**- cuarzo.

La esmectita: aparece de dos formas, la primera, como escamas subredondeadas, con bordes en forma de crestas, dentadas y apilándose entre sí como esflorescencias que llegan a compactarse por completo. Son comunes las formas tabulares, estriadas y fibrosas que crecen directamente desde la base de las escamas descritas. Estos dos tipos de esmectitas son más tardías que la mordenita, formándose, al parecer, a expensas de esta última. La otra forma en que aparecen las esmectitas es

como racimos alargados de cristales romboédricos alargados de colores gris claro hasta blanco. Son muy compactas entre sí y al parecer se encuentran tomando la forma de los antiguos minerales preexistentes. Esta variedad es claramente posterior a la formación de las mordenitas (Utada, M. 2001).

El cuarzo se presenta con colores grises oscuros, con hábito hipidiomórfico a xenomórfico, dipiramidal, diseminado de forma aislada en toda la muestra. La presencia del cuarzo no se sabe si es posterior o anterior a las esmectitas y a la mordenita, por la forma que tienen los granos es posible que se haya formado en una amplia gama de tiempo, que va desde la cristalización en rangos de temperaturas mayores a condiciones de baja temperatura en donde rellenó cavidades o se precipitó entre los demás cristales (Castroviejo, Ricardo. 1999).

La fórmula calculada para la mordenita de este yacimiento es::



La relación Si / Al es de 4,34 (Calvo, B., Costafreda, J.L., Estévez, E. 2005) y (Coombs, D., Alberti, A., Thomas, et al. 1997).

## ENSAYOS FÍSICOS MECÁNICOS

### Preparación de los componentes del mortero

En estos trabajos se emplearon 5 muestras de zeolitas (ver tabla 1) micronizadas hasta los 0.063 mm. La composición química de las muestras de zeolitas empleadas en estos ensayos se ofrece en la tabla N° 1. Los morteros fueron preparados con dosificación de 75% Cemento de Referencia (CR) y 25% Puzolana de zeolita (PZ), que en términos de cuantificación correspondieron a 375 gramos de (CR) (El Cemento de Referencia empleado fue el Cemento Portland tipo I, con clase de resistencia 42,5 R de elevada resistencia inicial, cuyo código se expresa como: CEM I 42,4 R), 125 gramos de (P) y 225 gramos de H<sub>2</sub>O obteniéndose una cantidad total de 500 g de mezcla cemento-puzolana, de la cual se seleccionó un volumen de 450 gramos para fabricar los moldes, después de la mezcla final con arena normalizada y agua destilada. La mezcla se realizó manualmente aplicando movimientos rotatorios a la bolsa de plástico que la contenía. Posteriormente fueron pesados 225 gramos de agua normalizada y 1.350 ± 5 gramos de arena normalizada CEN-NORMSAND DIN EN 196-1 (UNE-EN 196-1:1996).

Tabla 1: Composición química de las materiales empleados como puzolanas en el presente trabajo (Calvo, B., Costafreda, J.L., Estévez, E. 2005).

MUESTRA	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	Na <sub>2</sub> O	K <sub>2</sub> O	TiO <sub>2</sub>
SJ-7	68,30	11,95	1,56	1,27	1,15	2,89	1,38	0,083
SJ-9	68,42	9,64	1,27	1,09	1,20	3,63	2,14	0,113
SJ-20	67,04	12,55	1,17	1,37	1,54	2,64	1,79	0,101
SJ-26	68,84	13,07	1,64	1,43	1,99	2,85	2,39	0,115
SJ-29-A	61,49	16,36	1,87	2,0	1,48	3,17	3,62	0,115

Tabla 2: Composición química típica de las puzolanas de origen volcánico en %

	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	SO <sub>3</sub>
Variación	42-73	10-20	1-14	0-12	0-11	1-5	1-5	0-0,5
Promedio	54,7	15,8	5,5	4,7	2,1	3,2	3,1	-

Fuente: (Tobón, J. 2000).

Tabla 3: Exigencias mecánicas y físicas dadas como valores característicos de las resistencias iniciales y normales según norma europea

Clase de Resistencia	Resistencia a compresión MPa			
	Resistencia inicial		Resistencia normal	
	2 días	7 días	28 días	
32,5 N	-	$\geq 16,0$	$\geq 32,5$	$\leq 52,5$
32,5 R	$\geq 10,0$	-		
42,5 N	$\geq 10,0$	-	$\geq 42,5$	$\leq 62,5$
42,5 R	$\geq 20,0$	-		
52,5 N	$\geq 20,0$	-	$\geq 52,5$	-
52,5 R	$\geq 30,0$	-		

## DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS

### Resistencias iniciales a la edad de 7 días

Todas las muestras cumplieron con las exigencias mecánicas de resistencia inicial al compararse con lo decretado en la tabla 1. En dicha tabla no existe la especificación de resistencias iniciales a los 7 días para la clase de cemento de referencia empleado, pero para los 2 días ( $\geq 10$  MPa) se infiere que lo cumple satisfactoriamente si se observa las lecturas de resistencia a compresión correspondientes.

La muestra con mayor resistencia mecánica inicial ha sido la SJ-26, lo que demuestra que la reacción puzolánica se ha verificado en un espacio de tiempo corto; le siguen las muestras SJ-20 (29,1 Mpa), SJ-29-A (27,4 Mpa), SJ-9 (26,6 Mpa) y por último la SJ-7 (25,9 Mpa). El valor de resistencia más alto está, no obstante, a 12,9 puntos por debajo del Cemento de Referencia (Ver tabla 4).

Tabla 4: Resultados de las resistencias mecánicas a flexión y a compresión para muestras de morteros con zeolita natural y del cemento de referencia a la edad de 7 días.

N° MUESTRA	Resistencias mecánicas a 7 días	
	Resistencia flexión (Mpa)	Resistencia a Compresión (Mpa)
SJ-7-7	197	25,9
SJ-9-7	190	26,6
SJ-20-7	162	29,1
SJ-26-7	208	29,8
SJ-29-A-7	181	27,4
Cemento referencia	300	42,7

En la figura 6 se aprecia la variación en los valores de resistencia a compresión de cada una de las muestras involucradas para una edad de 7 días, y su comparación con los valores de resistencia inicial del Cemento de Referencia.

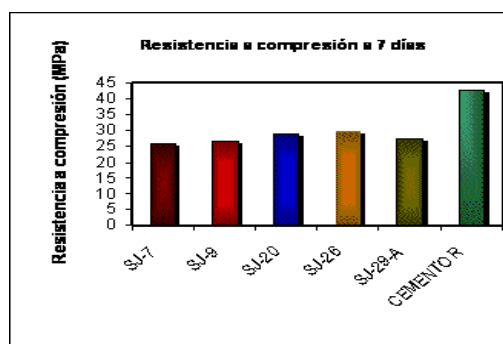


Figura 6 : Resistencia a compresión a 7 días (CEMENTO R= Cemento de referencia)



A pesar de que a esta edad los valores de las resistencias mecánicas arrojadas por todas las muestras guardan una cercana uniformidad, se ha deseado destacar la muestra SJ-26 como la más reactiva, la cual ha iniciado una rápida reacción puzolánica con los componentes del mortero, ganando una resistencia mecánica significativa, es interesante señalar que esta muestra posee, en este caso, los más altos contenidos en  $\text{SiO}_2$  (68,84 %) y  $\text{Al}_2\text{O}_3$  (13,07 %) lo que corrobora un teorema tradicional de las puzolanas que señala que el contenido de estos óxidos son importantes a la hora de evaluar las propiedades puzolánicas de un material dado (Rabilero, A. 1988) y (La Luz, A. B. 1995). Le sigue la muestra SJ-20 con contenido de  $\text{SiO}_2$  y  $\text{Al}_2\text{O}_3$  igual a 67,04 % y 12,55, respectivamente, la cual ocupa una posición imperceptiblemente menor que la SJ-26 en el gráfico de la figura N° 6.

### Resistencias normales a 28 días

Los resultados de los ensayos de resistencia normal obtenidos para esta edad confirman que todas las muestras cumplen con las exigencias mecánicas regidas por la Norma Europea EN 196-1, y cuyos parámetros están representados en la Tabla 3. Todos los valores se encuentran dentro del rango ( $\geq 42,5 - \leq 62,5$  Mpa).

El valor más alto corresponde a la muestra SJ-7 (51,7 Mpa), seguida por las muestras SJ-9 (48,9 Mpa), SJ-26 (47,8 MPa), SJ-20 (44,0 MPa) y por último la SJ-29-A (42,6 MPa), estando ésta última muy cerca del límite inferior señalado por la norma para esta edad (42.5 MPa) (ver tabla 5).

Las muestras con mayor valor, preferentemente la SJ-7, superan radicalmente el límite inferior de resistencia normal, incluso al Cemento de Referencia (50,6 MPa), lo que indica su fuerte reactividad puzolánica. Esto se corrobora si se observa la figura 11, en la cual las muestras SJ-7, SJ-9 y SJ-26, toman una posición profunda con respecto a la curva isoterma de solubilidad, en el área de reacción puzolánica activa.

En el gráfico de la figura 7 se observan las posiciones relativas de las muestras en el espacio con respecto a sus valores de resistencia mecánica a 28 días.

Tabla 5: Resultados de las resistencias mecánicas a flexión y a compresión para muestras de morteros con zeolita natural y del cemento de referencia a la edad de 28 días.

N° MUESTRA	Resistencias mecánicas a 28 días	
	Resistencia flexión (Mpa)	Reistencia a Compresión (Mpa)
SJ-7-7	6,7	51,4
SJ-9-7	6,1	48,9
SJ-20-7	6,4	44,0
SJ-26-7	6,8	47,8
SJ-29-A-7	5,9	42,6
Cemento referencia	9,0	50,6

La observación del gráfico de la figura 7 permite deducir un desfase ascendente experimentado por todas las muestras, adquiriendo valores de resistencias muy cercanos a los del (CR), sin embargo, descuella la muestra SJ-7 (51,4 MPa) con respecto a la SJ-26 (47,8 MPa) cuyo valor, a la edad de 7 días, había sido superior al del resto de las muestras, seguida por la muestra SJ-9 (48,9 MPa).

La muestra SJ-7 a esta edad supera en 0,8 décimas la resistencia normal del cemento de referencia. Se deduce, en este caso otra de las propiedades principales de las puzolanas en el sentido que aportan valores de resistencias mecánicas muy bajos a edades cortas (2 y 7 días), en cambio,



adquieren altas resistencias a edades superiores, generalmente a partir de los 28 días de fraguado, incluso antes (Rabilero, A. 1988) y (UNE-EN 197-1:2000).

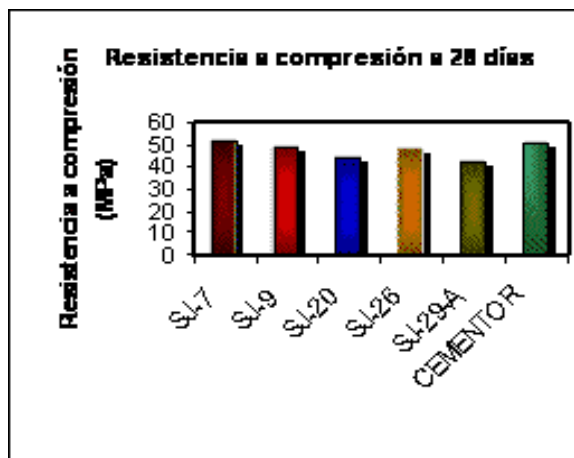


Figura 7: Resistencia a compresión a 28 días

Si tenemos en cuenta que las puzolanas tienen una fuerte propensión a reaccionar vigorosamente con el hidróxido de calcio u otras sales cálcicas en presencia de agua a temperatura ambiente, que el fraguado del (CR) empleado, según se establece en la Norma Europea EN 196-1, se considera completo a los 28 días, y que como consecuencia de este fraguado se liberan grandes cantidades de hidróxido de calcio (20-30%) de todo el presente en el cemento hidratado, se comprenderá mejor por qué la reacción puzolánica, y por consiguiente el aumento de la resistencia mecánica, crecen a partir de este tiempo (Rosell, M., Gayoso, R., Calvo, B. 2002).

La deducción anterior constituye, a nuestro juicio, una conclusión importante del presente trabajo.

### Resistencias mecánicas a 90 días

Aunque la Tabla 3, correspondiente a la Norma Europea EN 196-1, sólo contempla rangos permisibles de variación de resistencias mecánicas iniciales y normales para las edades de 2, 7 y 28 días, se ha comparado, no obstante, con los valores de resistencias obtenidos de las mismas muestras citadas a la edad de 90 días. Así, pues, todas las muestras cumplen con el rango de valores exigidos por la norma para la edad de 28 días. Los resultados de resistencias mecánicas arrojados por estas muestras son: SJ-26 (70,1 MPa), SJ-9 (66,3 MPa) SJ-7 (62,7 MPa), SJ-20 (57,4) y SJ-29-A (51,3 MPa); en tanto que el valor de resistencia, o límite referenciado, del (CR) fue de 68,4 MPa (ver tabla 6 y figura 8).

En adición a esto se llega a la conclusión de que a edades superiores a los 28 días la resistencia mecánica, tanto a flexión como a compresión, aumenta significativamente.

Por otra parte se debe destacar que la reacción puzolánica prevalece en el tiempo, mucho después de los períodos normales de fraguado, neutralizándose así los excesos de hidróxido de calcio insolubles en el mortero y en el hormigón, lo cual representa un aporte de estabilidad para las estructuras (UNE-EN 196-5:1996, UNE-EN 196-1:1996, UNE-EN 197-1:2000).

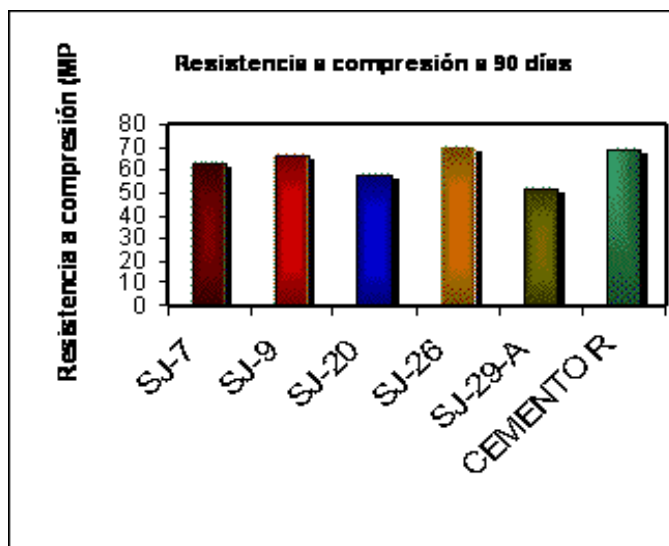


Figura 8: Resistencia a compresión a 90 días

Los valores que exhiben las muestras SJ-7 y SJ-9, muy reactivas a la edad de 28 días, explican que a la edad de 90 días han completado prácticamente su reacción puzolánica y, por consiguiente, han logrado su estabilidad química a través de la neutralización de los iones de calcio disueltos. Sin embargo, la muestra SJ-26 toma a esta edad valores desproporcionados de resistencias (70,1 MPa) que supera, no sólo a las muestras más reactivas citadas anteriormente, sino también al (CR) (68,4 MPa), obteniéndose una estructura sumamente resistente.

Tabla N° 6: Resultados de las resistencias mecánicas a flexión y a compresión para muestras de morteros con zeolita natural y del cemento de referencia a la edad de 90 días.

N° MUESTRA Tabla N° 7	Resistencias mecánicas a 90 días	
	Resistencia flexión (Mpa)	Resistencia a Compresión (Mpa)
SJ-7-7	6,6	62,3
SJ-9-7	7,6	66,3
SJ-20-7	6,9	57,4
SJ-26-7	5,8	70,1
SJ-29-A-7	6,0	51,3
Cemento referencia	9,7	68,4

Las razones por las cuales ocurre esto tienen su explicación en los mecanismos de reacción puzolánica; es decir, la muestra SJ-26 inicialmente reaccionó de forma lenta, con lo cual la neutralización del proceso de reacción necesitó más tiempo para completarse, caso contrario al de las muestras SJ-7, SJ-9, SJ-20 y SJ-29-A, donde el desencadenamiento de la reacción puzolánica fue prácticamente instantáneo y la neutralización se manifestó en un período de tiempo menor. (Calvo, B., Estévez, E., Costafreda, J 2005).

Como regla general, el aumento de resistencia es bajo después de los 28 días en aquellos cementos que tienen porcentajes mayores de resistencia mecánica a los 3 y 7 días; por el contrario, aquéllos



que tienen bajos porcentajes a edades tempranas aumentan sus resistencias en forma muy significativa a largo plazo (Rabilero, A. 1988).

## COMPARACIÓN DE LOS RESULTADOS DE RESISTENCIA A FLEXIÓN Y A COMPRESIÓN A 28 DÍAS CON LOS DE OTRAS PUZOLANAS DEL COMPLEJO VOLCÁNICO DEL SURESTE DE ESPAÑA

En la tabla 7 se hace una comparación general de la composición química de las muestras objeto de nuestro estudio con otras muestras con propiedades puzolánicas del Complejo Volcánico del Sureste español (Calvo, B., Estévez, E. y Costafreda, J.L., 2005) y (López, J., Rodríguez, E. (1980) y en los gráficos de las figuras 9 y 10 quedan también consignados.

En la tabla 8 se ofrece de forma comparativa los valores de resistencia a flexión y a compresión de ambas poblaciones de muestras para la edad de 28 días.

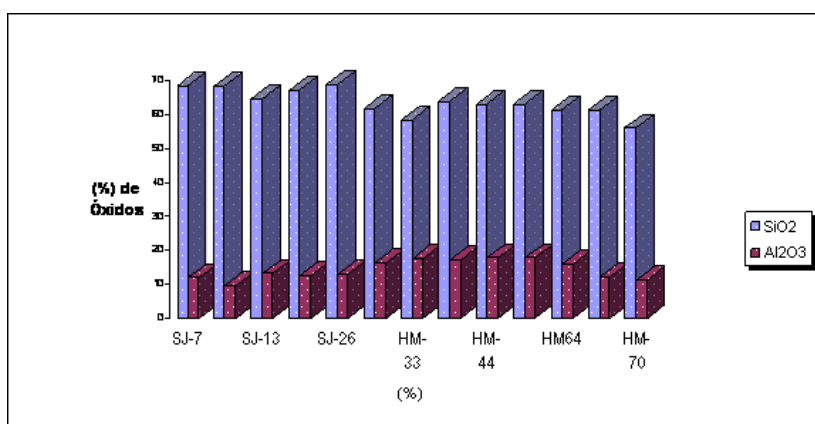


Figura Nº 9: Comparación de los contenidos de SiO2 y AlO2 correspondientes a las muestras Objetos de estudio con otros materiales con propiedades puzolánicas del sureste de España

Tabla Nº 7. Comparación de las muestras objeto de estudio con otros materiales puzolánicos del Sureste de España en relación a su composición química.

Comp (%)	Tipo de roca												
	Calco-alcalina							Calco-alcalina potásica y shoshonítica				Ultrapotásica	
	SJ-7	SJ-9	SJ-13	SJ-20	SJ-26	SJ-29-A	HM-33	HM-18	HM-44	HM-52	HM64	HM-36	HM-70
SiO <sub>2</sub>	68,30	68,42	64,49	67,04	68,84	61,49	58,40	63,67	63,00	63,00	61,30	61,22	56,05
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	11,95	9,64	13,19	12,55	13,07	16,36	17,53	17,12	17,77	17,77	15,80	12,21	11,43
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1,56	1,27	1,60	1,17	1,64	1,87	4,79	0,67	0,65	0,65	0,25	2,06	2,23
MnO	-	-	0,05	-	-	-	0,09	0,09	0,05	0,05	0,08	0,04	0,08
MgO	1,27	1,09	2,09	1,37	1,43	2,00	3,66	1,84	2,44	2,44	3,66	4,57	9,27
CaO	1,15	1,20	0,873	1,54	1,99	1,48	8,32	2,47	2,97	2,97	5,23	2,72	4,21
Na <sub>2</sub> O	2,89	3,63	3,92	2,64	2,85	3,17	2,44	2,21	3,61	3,61	3,80	1,96	2,10
K <sub>2</sub> O	1,38	2,14	2,99	1,79	2,39	3,62	1,07	3,56	3,85	3,85	2,40	5,71	6,14
TiO <sub>2</sub>	0,083	0,113	0,119	0,101	0,115	0,115	0,43	0,68	0,67	0,67	0,54	1,23	1,35
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	-	-	0,018	-	0,029	0,017	0,08	0,21	0,33	0,33	0,20	0,77	0,81
H <sub>2</sub> O	7	8	5	5	8	6	1,55	2,27	3,20	3,20	2,50	4,88	2,91
Cl	0,082	0,462	0,906	0,085	0,747	0,274	-	-	-	-	-	-	-
SO <sub>3</sub>	-	0,062	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
CO <sub>2</sub>	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0,21	0,06

Tabla Nº 8. Comparación de las muestras objeto de estudio con otros materiales puzolánicos del Sureste de España en relación a sus valores de resistencia mecánica a flexión y a compresión a la edad de 28 días.

MUESTRA	Tipo de material	PROCEDENCIA			Resistencia a la flexión a 28 días (N/mm <sup>2</sup> )	Resistencia a la compresión a 28 días (N/mm <sup>2</sup> )
		LOCALIDAD	COORDENADAS			
			N	E		
SJ-7	Rocas zeolitizadas	Cabo de Gata, Almería	4 070 841.0	583 020.0	6,7	51,4
SJ-9	Rocas zeolitizadas	Cabo de Gata, Almería	4 070 790.0	583 035.0	6,1	48,9
SJ-10	Rocas zeolitizadas	Cabo de Gata, Almería	4 070 763.0	583 061.0	5,8	51,8
SJ-11	Rocas zeolitizadas	Cabo de Gata, Almería	4 070 822.0	583 070.0	6,0	50,1
SJ-12	Rocas zeolitizadas	Cabo de Gata, Almería	4 070 870.0	583 060.0	6,6	51,4
SJ-13	Rocas zeolitizadas	Cabo de Gata, Almería	4 070 931.0	583 110.0	5,2	44,9
SJ-15	Rocas zeolitizadas	Cabo de Gata, Almería	4 070 872.0	583 140.0	5,3	45,8
SJ-20	Rocas zeolitizadas	Cabo de Gata, Almería	4 070 871.0	582 960.0	6,4	44,0
SJ-26	Rocas zeolitizadas	Cabo de Gata, Almería	4 070 737.0	583 045.0	6,8	47,8
SJ-29-A	Rocas zeolitizadas	Cabo de Gata, Almería	4 071 189.0	582 683.0	5,9	42,6
HM-18	Dacitas biotíticas con cordierita y almandita	Carboneras	4 090 967	573 531	6,2	41,8
HM-33	Rocas volcánicas poligénicas	Sorbas	4 098 994	599 478	6,9	42,6
HM-36	Veritas.	Vera	4 118 020	597 227	6,5	45,1
HM-52	Dacitas, riolacitas, tobas y vitrófidos.	Mazarrón	4 167 472	640 303	6,4	42,1
HM-64	Andesitas piroxénicas con alteración hidrotermal.	Cartagena	4 166 120	685 426	5,4	39,2
HM-70	Lamproítas.	Murcia	4 207 464	678 375	6,6	47,1

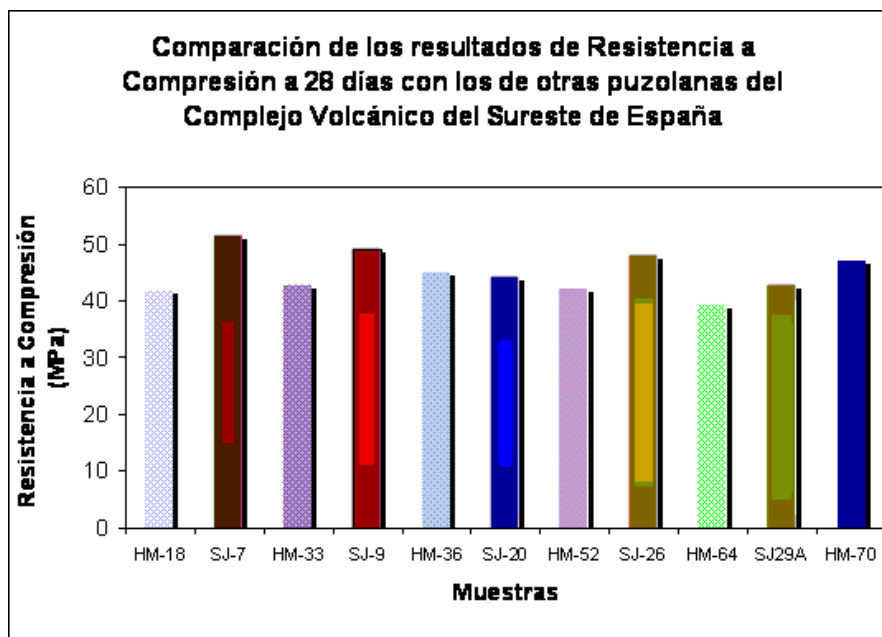


Figura Nº 10: Gráfico comparativo de resultados de resistencia a compresión a 28 días arrojados por las muestras objeto de estudio con los de otras puzolanas del Complejo Volcánico del Sureste de España



## DETERMINACIÓN DE LAS PROPIEDADES PUZOLÁNICAS A 7 DÍAS

Para la determinación de las propiedades puzolánicas de estas zeolitas se tomaron 20 g de la mezcla (CR) + (Pz) y se depositaron en 100 ml de agua destilada a 40 °C, previamente calentado, se agitó la solución durante 20 segundos y posteriormente se colocó en una estufa. A los 7 días se filtró la solución y se dejó reposar a temperatura ambiente.

En la Tabla 9 se muestra la relación de las muestras seleccionadas para ser sometidas a los ensayos químicos de puzolanidad a 7 y a 15 días, respectivamente.

Tabla 9: Relación de muestras empleadas en la determinación de las propiedades puzolánicas y su composición química.

MUESTRA	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	SO <sub>3</sub>
SJ-7	68,30	11,95	1,56	1,15	1,27	1,38	2,89	-
SJ-9	68,42	9,64	1,27	1,20	1,09	2,14	3,63	0,062
SJ-10	65,51	11,99	1,54	1,56	1,43	1,50	2,42	-
SJ-11	63,28	12,08	1,44	2,05	1,73	2,39	2,82	0,071
SJ-12	67,04	10,09	1,56	2,30	1,56	1,98	2,05	0,057
SJ-13	64,49	13,19	1,60	0,873	2,09	2,99	3,92	-
SJ-15	65,99	14,01	1,72	1,16	1,85	3,03	2,89	-
SJ-20	67,04	12,55	1,17	1,54	1,37	1,79	2,64	-
SJ-26	67,25	13,47	1,63	1,56	2,21	1,78	1,55	-

Los reactivos empleados fueron indicador naranja de metilo, ácido clorhídrico 0,1 M, hidróxido de sodio al 10 %, indicador de murexida, solución EDTA 0,025 M (UNE-EN 196-5:1996).

El cálculo de la concentración de los iones hidroxilo [OH<sup>-</sup>] se basó en la siguiente expresión:

$$[\text{OH}^-] = \frac{1\,000 \times 0,1 \times V_3 \times f_2}{50} = 2 \times V_3 \times f_2$$

donde

[OH<sup>-</sup>] es la concentración en iones hidroxilo en milimoles por litro;

V<sub>3</sub> es el volumen de la disolución de ácido clorhídrico 0,1 mol/l que se ha gastado en la valoración, en milímetros;

f<sub>2</sub> es el factor de la disolución de ácido clorhídrico 0,1 mol/l

La determinación de la concentración de óxido de calcio [CaO] se llevó según la fórmula siguiente:

$$[\text{CaO}] = \frac{1\,000 \times 0,025 \times V_4 \times f_1}{50} = 2 \times V_4 \times f_1$$

donde

[CaO] es la concentración en óxido de calcio, en milimoles por litro;

V<sub>4</sub> es el volumen de la disolución de EDTA que se ha gastado en la valoración, en milímetros;

f<sub>1</sub> es el factor de la disolución de EDTA.



## DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS

Al observar el diagrama de la figura 11 se observa que la muestra más reactiva es la SJ-7, que ocupa la posición más profunda dentro del área ubicada bajo la curva isoterma de solubilidad a 40° del hidróxido de calcio, con valores de concentración de los iones hidroxilo de 49,4 mmolOH/l y de concentración de óxido de calcio de 5,5 mmol/l. Es seguida por las muestras SJ-9 (concentración de iones de hidroxilo de 48,0 mmolOH/l y de concentración de óxido de calcio de 6,5 mmol/l) y la SJ-10 (concentración de iones de hidroxilo de 43,7 mmolOH/l y de concentración de óxido de calcio de 6,3 mmol/l).

Las tablas 10, 11 y 12 representan un ejemplo de la naturaleza de los resultados del ensayo químico de puzolanidad de acuerdo a los valores de concentración de los iones hidroxilo y de óxido de calcio para algunas de las muestras analizadas a 7 días.

Tabla N° 10: Representación de los resultados del ensayo químico de puzolanidad de acuerdo a los valores de concentración de los iones hidroxilo y de óxido de calcio para la muestra **SJ-7** a 7 días.

MUESTRA: SJ- 7					
DETERMINACIÓN DE LA CONCENTRACIÓN DE LOS IONES HIDROXILO					
DETERMINACIÓN	FACTOR	VOLUMEN HCL 0,1 M (ml)	CONCENTRACIÓN Mmol/l	MEDIA	INCERTIDUMBRE
1	1,016	24,30	49,4	49,4	3,22
2	1,016	24,30	49,4		
DETERMINACIÓN DE LA CONCENTRACIÓN EN ÓXIDO DE CALCIO					
DETERMINACIÓN	FACTOR	VOLUMEN EDTA 0,025 M (ml)	CONCENTRACIÓN Mmol/l	MEDIA	INCERTIDUMBRE
1	1,007	10,90	5,5	5,5	0,07
2	1,007	10,90	5,5		
	RESULTADOS				
	DÍAS		PUZOLÁNICO		
	7		SI		

Tabla N° 11: Representación de los resultados del ensayo químico de puzolanidad de acuerdo a los valores de concentración de los iones hidroxilo y de óxido de calcio para la muestra **SJ-9** a 7 días.

MUESTRA: SJ- 9					
DETERMINACIÓN DE LA CONCENTRACIÓN DE LOS IONES HIDROXILO					
DETERMINACIÓN	FACTOR	VOLUMNEN HCL 0,1 M (ml)	CONCENTRACIÓN Mmol/l	MEDIA	INCERTIDUMBRE
1	1,016	23,60	48,0	48,0	3,12
2	1,016	23,60	48,0		
DETERMINACIÓN DE LA CONCENTRACIÓN EN ÓXIDO DE CALCIO					
DETERMINACIÓN	FACTOR	VOLUMEN EDTA 0,025 M (ml)	CONCENTRACIÓN Mmol/l	MEDIA	INCERTIDUMBRE
1	1,005	12,95	6,5	6,5	0,07
2	1,005	12,95	6,5		
	RESULTADOS				
	DÍAS		PUZOLÁNICO		
	7		SÍ		



Tabla N° 12: Representación de los resultados del ensayo químico de puzolanicidad de acuerdo a los valores de concentración de los iones hidroxilo y de óxido de calcio para la muestra **SJ-10** a 7 días.

MUESTRA: SJ- 10					
DETERMINACIÓN DE LA CONCENTRACIÓN DE LOS IONES HIDROXILO					
DETERMINACIÓN	FACTOR	VOLUMEN HCL 0,1 M (ml)	CONCENTRACIÓN Mmol/l	MEDIA	INCERTIDUMBRE
1	1,016	21,50	43,7	43,7	2,85
2	1,016	21,50	43,7		
DETERMINACIÓN DE LA CONCENTRACIÓN EN ÓXIDO DE CALCIO					
DETERMINACIÓN	FACTOR	VOLUMEN EDTA 0,025 M (ml)	CONCENTRACIÓN Mmol/l	MEDIA	INCERTIDUMBRE
1	1,007	12,50	6,3	6,3	0,07
2	1,007	12,50	6,3		
	RESULTADOS				
	DÍAS		PUZOLÁNICO		
	7		SÍ		

Estos datos reflejan que las muestras citadas poseen la más alta capacidad para atrapar la cal libre existente en el clínker del cemento portland con el cual se han mezclado. Así, pues, recurriendo a los resultados plasmados en las tablas 10, 11 y 12, y que se transcriben en el párrafo que inicia este capítulo, se determina que la muestra SJ-7 tiene una capacidad de reacción puzolánica, y por consiguiente de absorción de cal libre (CaO), superior al resto de muestras que han tomado parte de este ensayo, provocando el mayor abatimiento en la concentración de óxido de calcio en la solución en un 5,5 mmol/l, en tanto que ha logrado reconcentrar en la solución una porción de iones de hidroxilo de 49,4 mmol<sup>-</sup>OH/l. Este proceso es importante ya que constituye la base para la formación de compuestos estables como tobermorita y portlandita (UNE-EN 196-5:1996).

En el caso de las muestras SJ-9 y SJ-10, respectivamente, ha ocurrido prácticamente lo mismo sólo que sus capacidades de captación de cal libre y de concentración de iones de hidroxilo poseen rangos de valores ligeramente inferiores, lo cual puede verse en las antes mencionadas tablas y en párrafos anteriores.

El resto de las muestras forma una población muy cercana a la curva isoterma de solubilidad, por debajo de ella, indicando que poseen, igualmente, propiedades puzolánicas de magnitud adecuada, según lo exigido por la norma UNE-EN 196-5:1996. La concentración en iones hidroxilo detectada en estas muestras varía en un orden de magnitud entre los 50,4 y los 41,2 mmol<sup>-</sup>OH/l, mientras que la capacidad de concentración de óxido de calcio varía entre los 8,4 y 9,4 mmol/l, respectivamente.

A la edad de 7 días, las muestras exhiben propiedades puzolánicas claras y manifiestas, y se distinguen por su tendencia a formar dos categorías principales, la primera formada por las muestras SJ-7, SJ-9 y SJ-10, analizadas a inicios del epígrafe, y la segunda categoría está compuesta por SJ-15, SJ-13, SJ-20, SJ-26, SJ-11 y SJ-12. Este orden de descripción de la segunda categoría está dado por la ordenación de los valores de concentración de iones hidroxilo, de mayor a menor, detectado en cada una de las muestras.

## DETERMINACIÓN DE LAS PROPIEDADES PUZOLÁNICAS A 15 DÍAS

Las mismas muestras analizadas a 7 días fueron reanalizadas a 15 días según la norma UNE-EN196-5:1996, arrojando resultados diferentes. Los métodos de preparación de las muestras y las soluciones son idénticos a los descritos en páginas anteriores.



En primer lugar, las muestras que a 7 días poseían menor actividad puzolánica se muestran a los 15 días muy reactivas, provocando altas concentraciones de iones de hidroxilo, mientras que las más reactivas a edades inferiores tienden a alinearse en un sistema de reacción suave y uniforme de incremento paulatino en el tiempo (ver figura 12). De este modo, las muestras SJ-15 (concentración de iones de hidroxilo de 65,4 mmol<sup>-</sup>OH/l y de concentración de óxido de calcio de 3,0 mmol/l) y SJ-13 (concentración de iones de hidroxilo de 63,8 mmol<sup>-</sup>OH/l y de concentración de óxido de calcio de 3,0 mmol/l) han provocado las mayores concentraciones de iones de hidroxilo y el mayor abatimiento en los contenidos de óxido de calcio (CaO) hasta niveles prácticamente insignificantes.

En las tablas 13, 14 y 15 se presentan los resultados del ensayo químico de puzolanidad de acuerdo a los valores de concentración de los iones hidroxilo y de óxido de calcio para las muestras SJ-7, SJ-9 y SJ-10 para 15 días.

Tabla N° 13: Representación de los resultados del ensayo químico de puzolanidad de acuerdo a los valores de concentración de los iones hidroxilo y de óxido de calcio para la muestra **SJ-7** a 15 días

MUESTRA: SJ- 7					
DETERMINACIÓN DE LA CONCENTRACIÓN DE LOS IONES HIDROXILO					
DETERMINACIÓN	FACTOR	VOLUMEN HCL 0,1 M (ml)	CONCENTRACIÓN Mmol/l	MEDIA	INCERTIDUMBRE
1	1,016	31,60	64,2	64,2	0,56
2	1,016	31,60	64,2		
DETERMINACIÓN DE LA CONCENTRACIÓN EN ÓXIDO DE CALCIO					
DETERMINACIÓN	FACTOR	VOLUMEN EDTA 0,025 M (ml)	CONCENTRACIÓN Mmol/l	MEDIA	INCERTIDUMBRE
1	1,020	5,91	3,6	3,6	0,50
2	1,020	5,91	3,6		
	RESULTADOS				
	DÍAS		PUZOLÁNICO		
	15		SI		

Tabla N° 14: Representación de los resultados del ensayo químico de puzolanidad de acuerdo a los valores de concentración de los iones hidroxilo y de óxido de calcio para la muestra **SJ-9** a 15 días

MUESTRA: SJ- 9					
DETERMINACIÓN DE LA CONCENTRACIÓN DE LOS IONES HIDROXILO					
DETERMINACIÓN	FACTOR	VOLUMEN HCL 0,1 M (ml)	CONCENTRACIÓN Mmol/l	MEDIA	INCERTIDUMBRE
1	1,016	30,50	62,0	62,0	0,54
2	1,016	30,50	62,0		
DETERMINACIÓN DE LA CONCENTRACIÓN EN ÓXIDO DE CALCIO					
DETERMINACIÓN	FACTOR	VOLUMEN EDTA 0,025 M (ml)	CONCENTRACIÓN Mmol/l	MEDIA	INCERTIDUMBRE
1	1,020	6,15	3,8	3,8	0,52
2	1,020	6,15	3,8		
	RESULTADOS				
	DÍAS		PUZOLÁNICO		
	15		SI		





Tabla N° 15: Representación de los resultados del ensayo químico de puzolanicidad de acuerdo a los valores de concentración de los iones hidroxilo y de óxido de calcio para la muestra **SJ-10** a 15 días

MUESTRA: SJ- 10					
DETERMINACIÓN DE LA CONCENTRACIÓN DE LOS IONES HIDROXILO					
DETERMINACIÓN	FACTOR	VOLUMEN HCL 0,1 M (ml)	CONCENTRACIÓN Mmol/l	MEDIA	INCERTIDUMBRE
1	1,016	27,70	56,30	56,3	0,50
2	1,016	27,70	56,30		
DETERMINACIÓN DE LA CONCENTRACIÓN EN ÓXIDO DE CALCIO					
DETERMINACIÓN	FACTOR	VOLUMEN EDTA 0,025 M (ml)	CONCENTRACIÓN Mmol/l	MEDIA	INCERTIDUMBRE
1	1,020	6,80	4,2	4,2	0,57
2	1,020	6,80	4,2		
	RESULTADOS				
	DÍAS		PUZOLÁNICO		
	15		SI		

La figura 11 muestra las posiciones en el diagrama de las muestras analizadas por el método de ensayo químico de puzolanicidad a 7 días (con relleno en azul) y a 15 días (con relleno en rojo). de acuerdo a los valores de concentración de los iones hidroxilo (en el eje de las abscisas) y de óxido de calcio (en el eje de ordenadas).

La figura 12 representa la ubicación de las poblaciones de resultados obtenidos a 7 y a 15 días a partir de las muestras analizadas por el mismo método. La línea de tendencia (en azul), indica una regularidad sistemática en el estado de la reacción puzolánica para todas las muestras a esa misma edad.

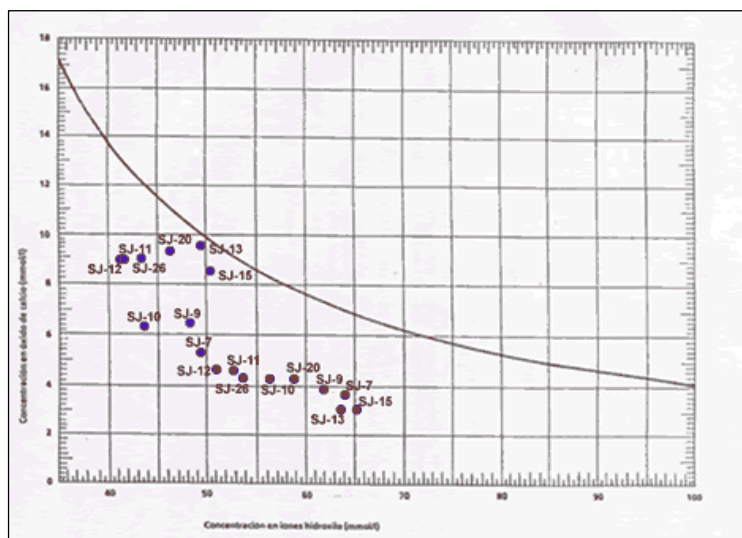


Figura N° 11: Ubicación de las muestras analizadas por análisis químico de puzolanicidad a 7 y a 15 días.

Le siguen a éstas las muestras SJ-7 (concentración de iones de hidroxilo de 64,2 mmol<sup>+</sup>OH/l y de concentración de óxido de calcio de 3,6 mmol/l) y SJ-9 (concentración de iones de hidroxilo de 62,0 mmol<sup>+</sup>OH/l y de concentración de óxido de calcio de 3,8 mmol/l) manteniendo sus marcas



propiedades puzolánicas a esta edad. A continuación, la muestra SJ-20 (concentración de iones de hidroxilo de 58,7 mmol<sup>-</sup>OH/l y de concentración de óxido de calcio de 4,2 mmol/l), SJ-10 (concentración de iones de hidroxilo de 56,0 mmol<sup>-</sup>OH/l y de concentración de óxido de calcio de 4,0 mmol/l), SJ-11 (concentración de iones de hidroxilo de 52,8 mmol<sup>-</sup>OH/l y de concentración de óxido de calcio de 4,5 mmol/l), SJ-26 (concentración de iones de hidroxilo de 52,6 mmol<sup>-</sup>OH/l y de concentración de óxido de calcio de 4,3 mmol/l) y SJ-12 (concentración de iones de hidroxilo de 51,2 mmol<sup>-</sup>OH/l y de concentración de óxido de calcio de 4,6 mmol/l).

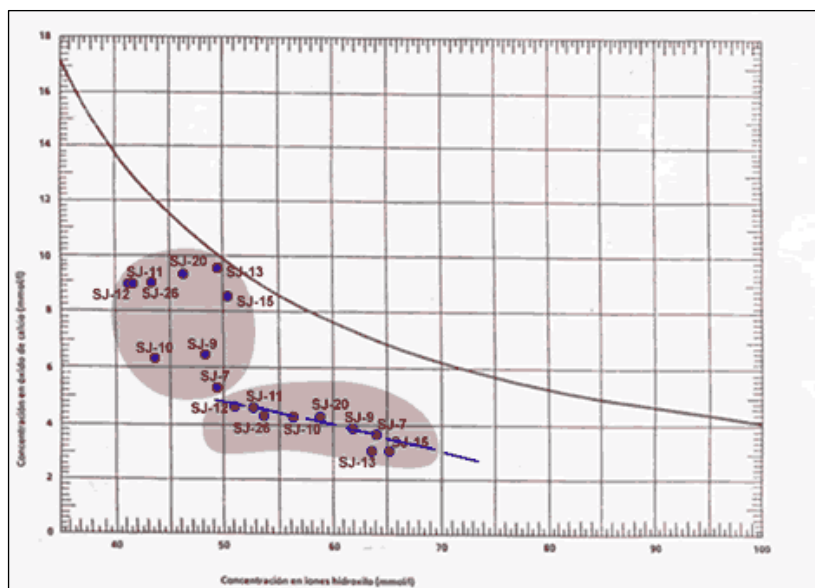


Figura N° 12: Poblaciones de resultados obtenidos a 7 y a 15 días a partir de las muestras analizadas por el método de ensayo químico de puzolanicidad.

El aspecto más interesante a esta edad que ofrece el ploteo de las muestras en el diagrama es la tendencia lineal de todos los valores, estableciéndose una normalización aritmética de los mecanismos de reacción a medida que transcurre el tiempo, este criterio pone de manifiesto que las puzolanas poseen velocidades de reacción muy diferentes en los primeros estadios, pero que la reacción empieza a desencadenarse normalmente a edades superiores, cercanas a los 28 días y aun mayores.

Al trazar una línea de tendencia a lo largo del eje de ubicación de las muestras a 15 días se observa que la tendencia es la linealidad con una inclinación aproximada de 3° que produce un paralelismo general con la curva de solubilidad y al mismo tiempo una profundización en dirección al eje de abscisas, lo que produce dos cosas: mayor disminución de la concentración del CaO y un aumento cada vez mayor de la concentración de iones hidroxilo.

## CONCLUSIONES:

1.- Las muestras analizadas aportan a la mezcla con morteros de cemento resistencias mecánicas que superan el límite inferior de resistencia normal establecido en la norma, incluso, estos valores se incrementan sensiblemente en el tiempo, con lo cual el empleo de estas zeolitas en la fabricación de concretos y hormigones queda justificado.

2.- Los valores de resistencias obtenidos a 7 días no superan los valores arrojados por el CR, sin embargo, a la edad de 28 y 90 días los valores de resistencia aportados por el mortero con adición de



(Pz) se acercan notablemente a los del (CR), incluso logran superarlo en algunos casos, esto significa que la reacción puzolánica entre estos materiales y los componentes del mortero prevalece en el tiempo, por encima de los períodos normales de fraguado, lo que permite neutralizar los excesos de hidróxido de calcio insolubles en el mortero y en el hormigón, lo cual representa un aporte de estabilidad para las estructuras.

3.- La comparación de los valores de resistencias mecánicas y de los aportados por los ensayos químicos de puzolanidad ha permitido concluir que existe una relación directamente proporcional entre las propiedades puzolánicas y dichas resistencias, es decir, que en la medida que la zeolita sea más reactiva mayor resistencia aportará al mortero en el tiempo.

4.- Las muestras de zeolita empleadas tienen comportamiento distinto para cada edad, lo que delata la influencia de la cristalinidad y la composición química en las reacciones entre la pasta y las (Pz), aunque debe destacarse que el rango de variación de los resultados aportados por cada una de ellas no oscila entre grandes valores.

5.- Las zeolitas de Cabo de Gata, Almería, muestran una marcada actividad puzolánica importante, y su composición química está dentro del promedio para las puzolanas, lo cual convierte el yacimiento en un área perspectiva para el abastecimiento de materiales para cementos puzolánicos a las fábricas españolas, preferentemente las que tienen concesiones en el sur y sureste de España.

6.- Las muestras con mayor actividad puzolánica a 7 días fueron: SJ-7, SJ-9 y SJ-10, siendo la de mayor calidad de reacción la SJ-7, seguida de la SJ-10 y la SJ-9; esto significa que estas muestras tienen una capacidad mayor para atrapar la cal de la solución acuosa. El resto de las muestras (SJ-11, SJ-12, SJ-13, SJ-15, SJ-20 y SJ-26, a pesar de mostrar un carácter reactivo importante, se sitúan dentro de parámetros de valores cercanos que las ubica en un nivel estable.

7.- Las muestras SJ-7, SJ-9 y SJ-10, con más alto índice de puzolanidad, coinciden con los puntos del yacimiento donde los materiales son zeolitas variedad mordenita de más alta calidad.

8.- La muestra SJ-15, ubicada muy cerca de la isoterma de solubilidad a 40 °C, es la que ha reaccionado más lentamente a la edad de 7 días, aumentando su tiempo de reacción, esta muestra corresponde a una toba dacítica del encajante del yacimiento, lo que demuestra que estas rocas tienen menor capacidad puzolánica, aunque no peores, que las zeolitas vecinas.

9.- Las muestras analizadas a 15 días muestran mayor actividad puzolánica que a edades menores, con lo cual se concluye que el aumento y la calidad de las reacciones puzolánicas es función directa del tiempo.

10.- Al comparar las propiedades puzolánicas de las zeolitas de Cabo de Gata con las de otros materiales del territorio español resaltan la calidad de las primeras, dado, posiblemente, a los altos contenidos de SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> y por las propias características inherentes a la zeolita, fundamentalmente el intercambio catiónico.

## BIBLIOGRAFÍA

- Arribas Moreno, Antonio. 2005. Rodalquilar. Revista Bocamina. Nº 15 abril 2005. 90 pp.
- Calvo, B., Costafreda, J.L., Estévez, E. (2005) Caracterización preliminar de las zeolitas del yacimiento "Los Murcianos" Almería. V Congreso Internacional de Geoquímica. Soria (España) 2005. 10 p.
- Calvo, B., Estévez, E., Costafreda, J.L (2005). Estudio de las propiedades puzolánicas de materiales de origen volcánico ubicados en la zona sureste de España. V Congreso Internacional de Geoquímica. Soria (España) 2005. 10 p.



- Castroviejo, Ricardo. 1999. Edificios volcánicos y estructuras de colapso en relación con las mineralizaciones auríferas de Rodalquilar: una nueva interpretación. Depto. Ingeniería Geológica E.T.S.I. de Minas de Madrid. Apuntes de clases. 28 pp.
- Coombs, Douglas S., Alberti, Alberto, Armbruster, Thomas, et all. 1997. Recommended nomenclature for zeolite minerals : Report of the subcommittee on zeolites of the International Mineralogical Association, Commission on New Minerals and Minerals Names. The Canadian Mineralogist 35 pp.
- Giannetto, Giuseppe, Montes, Arturo, Rodríguez, Gerardo. 2000. Zeolitas. Características, propiedades y aplicaciones industriales. Editorial Innovación tecnológica. Caracas. 351 pp.
- Tobón, Jorge I. 2000. Puzolanas en los alrededores de Irra. Revista de La Facultad de Minas Dyna. Medellín , N° 129, 7 pp.
- La Luz, A. B. 1995. Zeolitas: Propiedades e usos industriais. Serie tecnologica 68. CETEM. Rio de Janeiro. 36 p.
- López Ruiz, J., Rodríguez Badiola, E. (1980): La región volcánica neógena del sureste de España. Estudios Geológicos N° 36, pp 5-63, Madrid.
- Rabilero, Antonio. 1988. Las puzolanas cinética de reacciones. Editorial Oriente. 114 pp.
- Rosell, M., Gayoso, R., Calvo, B. 2002. Zeolita como aditivo mineral activo en hormigones de altas prestaciones. 11 p.
- Tobón, Jorge I. 2000. Puzolanas en los alrededores de Irra. Revista de La Facultad de Minas Dyna. Medellín , N° 129, 7 pp.
- UNE-EN 197-1:2000, Cemento; Parte 1: Composición, especificaciones y criterios de conformidad de los cementos comunes.
- UNE-EN 196-1:1996, Métodos de ensayo de cementos; Parte 1: Determinación de resistencias mecánicas.
- UNE-EN 196-5:1996, Métodos de ensayo de cementos; Parte 5: Ensayo de puzolanidad para cementos puzolánicos.
- UNE 80303-1:2001, Cementos con características adicionales; Parte 1: Cementos resistentes a los sulfatos.
- UNE 80303-2:2001, Cementos con características adicionales; Parte 2: Cementos resistentes al agua de mar.
- Utada, Minoru. Zeolites in hydrothermally altered rocks. 2000. Natural zeolites: occurrence, properties, applications. 18 pp.



## ESTUDIO DE VIABILIDAD DE UNA PLANTA DE PRODUCCIÓN DE MEMBRANAS CERÁMICAS

**Carlos R. González González<sup>(1)</sup>, Blasa Delgado Díez<sup>(1)</sup>, Julio Frades de la Noval<sup>(2)</sup>, Raúl Alonso Biotes<sup>(2)</sup>, Carlos A. Rodríguez Gallardo<sup>(3)</sup>, Jorge A. Acosta Álvarez<sup>(3)</sup>, Maritza Gutiérrez Duque<sup>(4)</sup>, Tomás Curbelo Domenech<sup>(4)</sup>, Narciso Fernández González<sup>(5)</sup>, Pedro Arcilagos Castro<sup>(6)</sup>, Teresita Gala Castro<sup>(6)</sup>, Iván Hernández Garcíarena<sup>(7)</sup>, José A. Alonso Pérez<sup>(1)</sup>, Miguel Sánchez de la Cruz<sup>(1)</sup>**

(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero-Metalúrgica (CIPIMM), carretera de Varona N° 12028, Capdevila, Boyeros, Ciudad de la Habana, Cuba.

(2) Centro de Investigaciones Metalúrgicas, ave. 51 y 240, La Lisa, Ciudad Habana, Cuba.

(3) Fábrica de Aisladores, Empresa de Cerámica de San José, Ministerio de la Construcción, Calle Nueva y calzada de Wajay, El Rincón, Boyeros, Ciudad Habana, Cuba.

(4) Fac. Ingeniería Química ISPJAE, calle 114 s/n, Marianao 15, Ciudad de la Habana, Cuba

(5) EMI "Yuri Gagarin", ave. 15 esq. A, N° 86-A, Playa, Ciudad Habana, Cuba.

(6) PROYEST, Vía Blanca s/n e/ Línea del ferrocarril y czda. De Güines, San Miguel del Padrón, Ciudad Habana, Cuba.

(7) YAGUACAM (GEDECAM), Carretera a Trinidad Km. 61, Yaguanabo, Cumanayagua, Cienfuegos, Cuba.

### RESUMEN

En el trabajo se presentan los resultados obtenidos en la síntesis de un lote experimental de membranas tubulares cerámicas a partir de tubos cerámicos porosos de alta alúmina (70%) conformados en una extrusora vertical de pistón y semisinterizados en el horno industrial de la fábrica del Rincón a 1000°C. Esta síntesis se completó mediante la impregnación de los tubos cerámicos por inmersión en una cubeta agitada de una suspensión de silica fumes. Para ello se establecieron las condiciones de concentración y tiempo de inmersión óptimos en pastillas planas. El espesor de las membranas se determinó mediante un método de absorción-difracción de rayos-X, y el tamaño efectivo de los poros se determinó por permeabilidad de agua y la ley de Darcy.

Las membranas sintetizadas fueron probadas en tres aplicaciones: tratamiento de residuales galvánicos, potabilización, y descontaminación de agua de mar para el desove de camarones. En el trabajo se dan los resultados de estas pruebas, los cuales fueron satisfactorios a escala de planta piloto.

En base a los procedimientos de síntesis desarrollados, se definió la tecnología de producción de los soportes y de las membranas en talleres separados. Se confeccionaron entonces los estudios de factibilidad detallados mediante la fijación de precios atractivos a los productores de acuerdo con las inversiones y los costos de producción; encontrándose que estos precios estaban por debajo de los productos similares de importación para niveles de demanda de 10 000 u/año. En el estudio de mercado nacional se encontró que las tres aplicaciones estudiadas respaldan ampliamente el nivel de producción escogido para el estudio de viabilidad.

Se concluye que la planta de producción de membranas es viable tanto técnica como económicamente.

### ABSTRACT

In the work are shown the results obtained in the synthesis of an experimental lot of ceramic tubular membranes made from ceramic porous tubes of high alumina (70%), formed in a piston vertical extruder and semi-sinterized in the industrial furnace of "Rincón" plant at 1000°C. This synthesis was completed through the impregnation of the ceramic tubes by immersion in an agitated basket with a suspension of silica fumes. For it the optimum concentration conditions and time of immersion were established in flat tablets. The thickness of the membranes was determined through an absorption - X Ray Diffraction method and the effective size of the pores was determined by the water permeability and the Darcy's law.

The sinterized membranes were tested in three applications: treatment of galvanic residues, potabilization and decontamination of sea water for shrimps spawning. In the work are given the results of these tests, which were



satisfactory at pilot plant scale.

Based on the proceedings of synthesis developed, the technology to produce the supports and the membranes in separate workshops was defined. Then the detailed feasibility studies were done through the fixing of attractive prices for producers, according to the investments and the costs of production, finding that these prices were lower than those for similar products imported with a demand of 10 000 u/year. In the national market study it was found that the three applications studied support the level of production chosen for the viability study.

It is concluded that the plant for membrane production is technically and economically viable.

## INTRODUCCION

Los especialistas Charpin y Cot, en su prólogo al libro de Bhavé (Bhavé R.R., 1991) definen la membrana como una barrera selectiva que actúa bajo el efecto de una fuerza de deriva en contacto con mezclas químicas, que permite la separación de los componentes como función de sus propiedades específicas de transporte. En la práctica se trata de láminas muy delgadas de polímeros, geles, vidrio, metal, cerámica, carbón o composites de éstos; con alta permeabilidad y estructura uniforme de poros con tamaños que oscilan entre varios  $\mu\text{m}$  y fracciones de nm. Esta textura les proporciona propiedades muy valiosas para los procesos de separación de fases, de moléculas en estado líquido o gaseoso, de microorganismos, e incluso de radioisótopos; con mayor eficiencia y menor costo que con las técnicas convencionales.

El término de membrana inorgánica abarca a un conjunto de materiales porosos de metal, vidrio, cerámica, carbón o sus combinaciones, obtenidos por muy diversas vías entre las cuales las más comunes son el método sol-gel, la síntesis hidrotermal, la pirolisis, los métodos electroquímicos, la deposición desde fase de vapor, etc.

Las membranas cerámicas son materiales densos o porosos, con una o varias capas superpuestas, obtenidos con la tecnología cerámica, sobre la base de sílice, alúmina, aluminosilicatos, zirconia, etc. Las propiedades físico-químicas de las membranas cerámicas están indisolublemente ligadas a la estructura de las sustancias cristalinas, a la composición y estado de la superficie de los granos y a la textura del material y sus características principales son el espesor, el tamaño de los poros, la permeabilidad, el poder de separación, la tortuosidad de los canales, la resistencia química, las propiedades de la superficie, la resistencia mecánica, elasticidad y dilatación térmica.

Las propiedades deseables de las membranas son típicamente una combinación de alta permeabilidad y selectividad a las especies; suficiente estabilidad mecánica, química y térmica bajo las condiciones aplicadas de operación; baja velocidad de taponamiento; operación prolongada y confiable; y costo de producción efectivo.

De acuerdo con las características antes señaladas, la micro- o ultrafiltración de los productos de pH extremo, tales como los residuales galvánicos, que son uno de los objetivos del presente trabajo, no debe realizarse en membranas de tipo polimérico, ni en membranas inorgánicas con alguna solubilidad en medios ácidos o básicos (Burggraaf A.J., Cot L. (Eds.), 1996). Por esta razón, se descartó el uso de las membranas de zeolita que fueron desarrolladas en trabajos anteriores (González González C.R., et al 2002, González González C.R., et al, 2005).

En general, los residuales galvánicos contienen metales pesados en baja concentración, por lo que resulta atractiva la aplicación de la separación por membranas y específicamente la ultrafiltración por las ventajas que presenta al realizar la operación a presiones relativamente bajas, como sustituto del método de precipitación química, lo cual se hace ahora realizable por disponer de una tecnología de producción de membranas en el país.





Dentro de las membranas inorgánicas que son más resistentes a las condiciones extremas de pH están las compuestas de sílice y de mullita, entre otras (Bratton G.J., Buck K.D., Villiers N.T. de, 1996, Jones S.D., Pritchard T.N., 1999). Para la síntesis de membranas de sílice puede usarse la impregnación de suspensiones muy finas de sílice amorfa, o el método sol-gel (Brinker C.J., Scherer G.W., 1990, Klein L.C., Giszpenc N, 1990, Campos A.L., et al, 2002). Para la síntesis de las membranas de mullita se debe partir de un sol de esa sustancia, que se puede obtener por varias vías, pero una muy reciente y aparentemente ventajosa puede ser la de Lindén (Puputti J., Nilsen E., Einarsrud M-A., LeBell J., Perander M., Lindén M., 2004).

La separación por membranas presenta una serie de ventajas sobre otros procesos de separación considerados tradicionales, como son: menor consumo de energía, reducción considerable de residuos tóxicos, operabilidad relativamente sencilla de la planta; su principal desventaja radica en el alto precio que presentan las membranas cerámicas a nivel internacional que se encuentra alrededor de 7 200 CUC ) / m<sup>2</sup> de membrana.

Así se han desarrollado sistemas de separación de sólidos suspendidos, emulsiones, microorganismos, aerosoles, mezclas de gases, cada vez más eficientes, sus usos para el tratamiento de efluentes industriales son numerosos y se amplían muy rápidamente, como ejemplos se pueden citar la remoción de colorantes directos de las aguas residuales de textileras de fibra acrílica y la eliminación de los colorantes insolubles.

La membrana de ultrafiltración puede retener complejos metálicos de masa molecular suficientemente grande y así los iones metálicos pueden ser concentrados durante el proceso para su posterior recuperación.

El uso de las membranas inorgánicas está reportado desde hace tiempo para la descontaminación de residuales de muy distinto tipo (Bhave, 1991, Burggraaf A.J., Cot L. (Eds), 1996). En particular, para los residuales galvánicos se han planteado soluciones eficientes para la descontaminación de Cr y Cd en base a membranas, formando complejos de Cr, Ca, Sr, Cu, Ni y Co con humatos y lignosulfonatos y posteriormente haciendo la microfiltración en membranas cerámicas de 0,1 µm logrando altas permselectividades para el Cr. Otros autores (Bodzek, M. et al., 1999) remueven Cu, Ni y Zn de un residual galvánico mediante acomplejamiento con el producto Instar AS®, que contiene ácido poliacrílico y posterior ultrafiltración con membranas poliméricas de poli-caprolactano, logrando retenciones de 85- 97%. También Bohdziewicz (2000) usa un pretratamiento de acomplejamiento, en este caso con cloruro de hexadecilpiridina, para separar el Cr(VI) de las aguas subterráneas mediante ultrafiltración en membranas de poliacrilonitrilo, con coeficientes de extracción de 91- 98%. Flores y Cabassud (1999) cargan los residuales en un reactor con distintas resinas comerciales de intercambio iónico, de modo que los iones de Cu(II) se adsorben en las partículas del intercambiador y se separan posteriormente en una membrana de ultrafiltración. Hay reportados otros procesos que no hacen uso de membranas, pero reportan la separación de contaminantes tales como Cu, Ni, Co, Cd previamente acomplejados con acetato, tartrato, etiléndiamina o EDTA, en columnas cargadas con resinas intercambiadoras; y la adsorción de Cu, Cd, Pb en levadura.

Por otra parte, las membranas se han usado con éxito también en la potabilización de aguas para eliminar los gérmenes patógenos. Una revisión exhaustiva de las aplicaciones de este tipo se encuentra en la literatura especializada (Bhave, 1991, Burggraaf A.J., Cot L. (Eds), 1996). Menos frecuentes son las referencias de micro- ultrafiltración de agua de mar.



Las membranas inorgánicas se sintetizan sobre soportes cerámicos porosos que garanticen la estabilidad mecánica de la membrana y la necesaria continuidad del flujo con la membrana. En los trabajos anteriores de síntesis se han empleado los soportes de mullita-corindón, los cuales han presentado alta estabilidad química y mecánica con vistas a las aplicaciones en microfiltración.

El proyecto culmina más de cinco años de trabajo científico del CIPIMM y otras instituciones del país; el cual ha dado lugar a una tecnología conceptual de producción de membranas cerámicas de microfiltración y ultrafiltración, y a un método novedoso, de producción de membranas zeolíticas.

También se han desarrollado metodologías de aplicación de dichas membranas a la potabilización y al tratamiento de aguas residuales de plantas galvanicas.

Los cálculos preliminares arrojan buenas perspectivas para la ejecución de una inversión en una planta de producción de membranas cerámicas, con capacidad para 10 000 u/año, después de una inversión inicial estimada en 317 000 CUC y 176 000 CUP. Sin embargo, para poder argumentar sólidamente estas cifras ante los organismos financieros, es necesario realizar un estudio de viabilidad riguroso basado en una estimación precisa del volumen del mercado entre los clientes identificados. También se tienen que evaluar todas las variantes de este negocio y los riesgos que se enfrentan.

La innovación que se plantea en el presente proyecto contempla tanto un nuevo producto, como un nuevo procedimiento de obtención. Ambos aspectos están reivindicados adecuadamente por un certificado de autor de patente de invención otorgado por la ONPI (González González, C.R., 2006). Ellos consisten en lo siguiente:

Método para la producción de membranas inorgánicas de microfiltración, ultrafiltración, nanofiltración u ósmosis inversa, caracterizado por el lavado del soporte cerámico, seguidamente se sumerge en una suspensión agitada de dispersante en polvo durante 3- 10 s, se efectúa un secado a una temperatura de 105°C – 110°C durante 2-8 h, se aplica una solución acuosa básica de una sal de aluminio tal como sulfato, acetato, cloruro, nitrato, mediante nebulización, y seguidamente una lámina de una solución de sílice y de un metal también por nebulización, a una temperatura entre 20-70°C y en un rango de tiempo entre 48-96 h se gelifica la mezcla de soluciones hidrolizadas en un rango de 24-72 h. La suspensión dispersante en polvo posee un tamaño de partícula entre 1-5 µm, una concentración de 90 g/l-110 g/l, y está compuesta de alúmina calcinada, silica fumes, cuarzo, caolín.

La planta de producción de membranas objeto del presente proyecto, debe comenzar a funcionar con un surtido único de membranas tubulares cerámicas de sílice, obtenidas mediante procedimientos ya tradicionales en este tipo de productos, aunque con el empleo de formas de sílice muy dispersas. Una vez consolidado el mercado nacional en base a este producto, se comenzará a ampliar el surtido con las membranas zeolíticas y otros en desarrollo actualmente.

En el proyecto se harán pruebas de uso de un lote limitado de membranas tubulares sintetizadas en el marco de la investigación, en aplicaciones económicas tales como la potabilización de aguas, el tratamiento de agua de mar para el desove y la eclosión de larvas de camarones; y el tratamiento de los residuales galvanicos. En este último caso se hará un estudio de una propuesta de tecnología para la construcción de una planta de tratamiento de estos residuales en la E.M.I. "Yuri Gagarin".

Los clientes potenciales principales identificados hasta el presente son el Grupo de Desarrollo del Camarón, para la microfiltración de agua de mar para el desove y cría de camarones; el SIME para el tratamiento de residuales galvanicos; el Instituto Nacional de Recursos Hidráulicos y el MINFAR para la potabilización de agua para comunidades rurales de montaña e instalaciones militares.



El principal impacto de la ejecución del proyecto será una contribución importante a la diversificación de la producción de elementos filtrantes en el país, mediante un estudio riguroso de viabilidad para la construcción de una planta de fabricación de membranas cerámicas.

De ser positivo el resultado del estudio de viabilidad, y ejecutarse el proyecto posterior de inversión, se lograrían varios impactos derivados:

- Disminución de los riesgos tecnológicos en la cría de camarones.
- Disminución de importaciones de elementos filtrantes en la cría de camarones..
- Disminución de los costos de producción en la cría de camarones.
- Contribución al mejoramiento del TOM.
- Mejoramiento de los indicadores de calidad del agua de consumo humano.
- Reducción de focos contaminantes de Cr y Cd.
- Reutilización del agua en las plantas de tratamientos galvánicos.

El objetivo específico de la presente investigación es poder argumentar sólidamente la construcción de una planta de producción de membranas cerámicas ante los organismos financieros mediante un estudio de viabilidad riguroso. Este estudio consistirá en una estimación precisa del volumen del mercado entre los clientes identificados; pruebas de uso en los sitios que demanden los clientes; establecimiento de los precios de los productos; desagregación del proyecto de inversión mediante los procedimientos de DIP; y estimación de los parámetros de evaluación financiera. También se tienen que evaluar todas las variantes de este negocio y los riesgos que se enfrentan.

## MATERIALES Y METODOS

En base a la información consultada y a la disponibilidad, se escogieron en definitiva como materias primas para la síntesis de los soportes a la alúmina técnica, la arcilla caolinítica tipo bulk clay y la dolomita.

Una vez escogidas las materias primas idóneas, fue posible plantear las formulaciones convenientes a los fines que se perseguían. La composición de uralita descrita por Budnikov (Budnikov P.P., 1972) parece ser conveniente para el soporte, ya que junto a una alta resistencia mecánica y abrasividad, posee una baja dilatación térmica, lo cual debe ser índice de una alta resistencia al choque térmico. Esta composición es semejante a las propuestas en otras referencias (Denbrovetskaya E.N., 1989) y contiene (% m/m) 19% SiO<sub>2</sub>; 76% Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 2,4% CaO; 1,2% MgO; 0,6-1,0% Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 0,6% K<sub>2</sub>O; 0,2% Na<sub>2</sub>O y 0,3% TiO<sub>2</sub>.

La alúmina calcinada es el componente principal de los soportes y se empleó la alúmina importada por la corporación Cerámica Cubana. El análisis de difracción de rayos-X de esta materia prima arrojó la presencia solamente de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>-α. Como fuente de alúmina se utilizó también un hidróxido de aluminio obtenido en el CIPIMM a partir de soluciones de aluminato de sodio producido en el proceso de recuperación de catalizadores agotados de la industria del petróleo por precipitación. La arcilla caolinítica también se importa por la corporación Cerámica Cubana.

La dolomita del yacimiento Remedios tenía la siguiente composición química (% en masa): SiO<sub>2</sub> 0,80; Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 0,32; TiO<sub>2</sub> 0,01; Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 0,26; Na<sub>2</sub>O 0,36; K<sub>2</sub>O 0,04; CaO 34,27; MgO 16,00; PPI 45,48. La dolomita aporta calcio y magnesio, que son mineralizadores del proceso de sinterización; y además, la liberación de CO<sub>2</sub> debe contribuir a la porosidad abierta en la primera etapa de la sinterización. El análisis de difracción de rayos-X de esta materia prima arrojó la presencia fundamentalmente de dolomita con algo de calcita.



En el proceso de preparación de la pasta se incluyen, además de la dosificación y la molienda previa de algunas materias primas, la molienda y homogeneización de la mezcla, la filtración de la suspensión, el filtro-prensado y la extrusión al vacío de la pasta para eliminar el exceso de humedad y el aire ocluido respectivamente (Yanaguida S., 1986). Después se conforman los soportes en forma de disco, posteriormente se procede al bizcochado a 1000°C en un horno, se realiza la curación de los soportes que no pasen la prueba de la burbuja y por último se realiza la quema en un horno programable a una temperatura de 1235°C.

La pasta se homogeneizó en una extrusora de vacío de la firma Shimpo's modelo NVA 15B de 110 mm de diámetro de salida, agregando agua, y después se hizo el ajuste final de la humedad con homogeneización manual.

Para la síntesis de los soportes tubulares se realizaron pruebas de extrusión de la pasta cerámica en una extrusora de pistón vertical accionado por una bomba hidráulica, variando la humedad de la pasta hasta obtener las condiciones óptimas de conformación de los tubos de 15 mm de diámetro externo y 9 mm de diámetro interior.

Los tubos húmedos extrusados en la extrusora vertical se situaban en una meseta horizontal sin defectos y se les realizaba el secado preliminar al aire con rotación continua manual hasta observarse signos de rigidez. Entonces se continuaba el secado sobre la propia superficie con los tubos tapados con papel para mantenerlos alejados de la luz y de las corrientes de aire. Aún así se produjeron algunas rajaduras en el secado que son producto de la alta humedad inicial de la masa que se extrusa, y del propio procedimiento de secado. Está previsto en la tecnología la introducción de una extrusora de vacío de diámetro reducido, que permitirá la conformación con mucha menor humedad en la pasta; y la construcción de un dispositivo de secado con cilindros rotatorios y calor.

Los tubos secos se bizcocharon en el horno industrial de la fábrica de cerámica del Rincón en una zona de relativamente baja temperatura (~ 1000°C), lográndose una buena resistencia mecánica imprescindible para la manipulación posterior de los soportes. No se produjeron nuevas rajaduras en el proceso de horneado, por lo cual sólo serán necesarios ajustes en el proceso de secado. Los tubos bizcochados fueron sometidos a la prueba de la burbuja para comprobar la presencia de defectos.

Los soportes defectuosos fueron curados mediante inmersión en una cubeta con barbotina de la propia pasta y con pasta espesa en los puntos donde se observaban defectos mayores a simple vista. Después de la curación los soportes eran nuevamente bizcochados, pulidos y sometidos a prueba, repitiéndose este proceso hasta lograr vencer la prueba de la burbuja en toda la extensión de los soportes.

Los tubos cerámicos de soporte se manipularon todo el tiempo por los extremos y con las manos bien limpias, se mantenían envueltos en papel y en recipientes libres de polvo y grasa hasta su paso al proceso de síntesis de la membrana.

Para determinar la duración de las impregnaciones se diseñó un experimento que permitiera describir la difusión del agua en el interior de los soportes porosos. El experimento consistió en la colocación de cilindros de soporte poroso de 3 cm de diámetro y 8- 12 cm de largo en una bandeja llena de agua, de modo que se sumergiera solamente 1 mm del soporte en dicho líquido. A un lado del cilindro se hicieron marcas cuya altura fue determinada cuidadosamente con un catetómetro, y para cada uno de los tres cilindros escogidos para esta prueba, se determinó el tiempo en que pasaba el frente de difusión del agua por los puntos marcados (Lago M., Araújo, M., 2001 ).



La síntesis de la membrana se realizó mediante 10 impregnaciones sucesivas de una suspensión de *silica fumes* de 1,4 g/l de 10 s cada una, de modo que la capa de precursor creada diera lugar a una membrana de 10  $\mu\text{m}$  de espesor.

Para la realización de las pruebas de uso de las membranas sintetizadas se diseñó y construyó un *housing* metálico destinado al montaje de los soportes y las membranas, de modo que se pudiera garantizar la velocidad adecuada del movimiento del agua a lo largo de la superficie de los tubos cerámicos (1 m/s). El esquema mecánico se muestra en la figura 1. Para su construcción fue tomado un tubo galvanizado de  $\frac{3}{4}$  pp, al cual se le hizo rosca a ambos lados para que pueda ser taponado con rosca respectivamente en uno de esos tapones se le soldó un tubo pasante de 8.5 mm. Al cuerpo del tubo se le soldaron dos tubos del mismo diámetro a 20 mm de ambos extremos para garantizar la alimentación y rechazo del efluente en direcciones contrarias; y a uno de los tapones se le acoplo un tubo pasante para la salida del permeado, dispuesto de tal forma que no se contamine el fluido con el rechazo que va a ser evaluado.

Debido a que los fluidos a filtrar son de muy diversas características físico-químicas fue necesario realizar un tratamiento anticorrosivo que consiste en un decapado desoxidante, secado, cromado de pasivación y a continuación una solución desengrasante fosfatante II-7. El garante final es una pintura anticorrosiva exterior. En estas condiciones el accesorio sirvió de sitio para la membrana tubular la cual se sitúa centrada axialmente en su interior. La membrana fue sellada con una resina epoxídica en uno de sus extremos, mientras que el otro extremo se introduce en el tubo pasante de tal forma que la membrana tubular queda inscrita dentro de la carcaza. De esta manera se garantiza la alimentación y la salida sin que se contamine el permeado de la membrana con la alimentación.

Esto se logró ajustando el caudal de alimentación a 1,5 l/min con una caída de presión en la membrana de 200 KPa mediante una bomba centrífuga y una válvula de by-pass. En la fig. 2 se presenta el esquema de la instalación experimental.

#### MEMBRANA TUBULAR

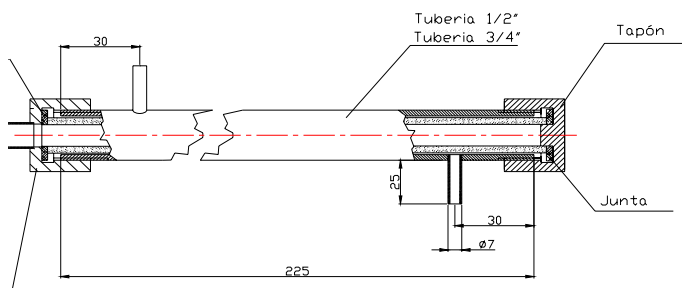


Figura 1. Esquema del diseño mecánico del *housing* para membranas tubulares.

Las pruebas de uso de las membranas sintetizadas en el tratamiento de los residuales galvánicos se realizaron con 2 litros de residual por ensayo, trabajando con 200 KPa de presión, flujo de 3.5 del rotámetro, tiempo de filtración de 30 min, y medición de volumen cada 15 min. Estas condiciones fueron semejantes a las utilizadas en los experimentos a escala de laboratorio. El diseño de experimentos se muestra en tabla I. Se muestreó la cabeza, la solución inicial de 0.1 y 0.2 g de SEGUNDA CONVENCION CUBANA DE CIENCIAS DE LA TIERRA, GEOCIENCIAS '2007.



acetato de amonio por litro de residual, el permeado de la membrana y el rechazo de la membrana. Se usaron 4 membranas cuyos resultados individuales servirían para realizar una estadística del comportamiento del procedimiento a este nivel.

Con estos valores se planteó un diseño experimental  $2^2$  utilizando como variables la concentración de acetato y el tiempo de perneado, y usando como función respuesta el volumen de permeado como se usaron 4 membranas el numero de repeticiones fue de 4 numero de experimentos 4.

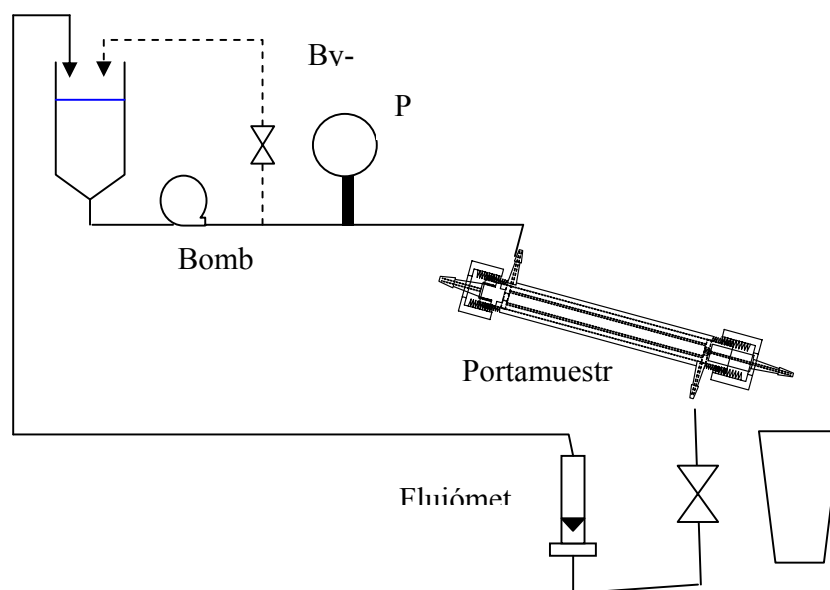


Figura 2. Esquema general de la instalación de ensayo para la determinación de la permeabilidad de las membranas.

**Tabla I.** Condiciones de realización de los experimentos de microfiltración de los residuales galvánicos con membranas tubulares en el banco de pruebas del ISPJAE.

Membrana No	Conc acetato (g/l)	Presión (KPa)	Flujo (rot)	Volumen (ml)	
				15 min	30 min
soporte	0.2	200	3.5	235	260
1	0.1	200	3.5	275	310
	0.2	200	3.5	237	230
2	0.2	200	3.5	385	350
	0.1	200	3.5	225	130
6	0.1	200	3.5	210	82
	0.2	200	3.5	90	50
3	0.2	200	3.5	335	225
	0.1	200	3.5	340	325





## RESULTADOS

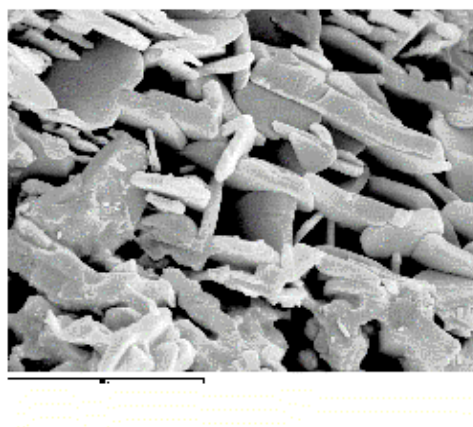
Para la síntesis de las membranas cerámicas se comenzó por realizar un experimento para descubrir la influencia de fluctuaciones de  $\pm 20^{\circ}\text{C}$  en la temperatura de quema, encontrándose que no había grandes diferencias en las distribuciones de poros encontradas por porosimetría de mercurio, aunque la corrosión ácida se ve más incrementada que la alcalina.

Las características fundamentales de la masa obtenida se presentan en la tabla II.

**Tabla II.** Resultados de los ensayos de la formulación SM-1-2 para soportes de membranas.

Propiedad	SM-1-2
Absorción de agua (% m/m)	12,7
Densidad aparente ( $\text{kg/m}^3$ )	2354
Estabilidad química (% m/m)	0,0098
Densidad real ( $\text{kg/m}^3$ )	3540
Resistencia a la flexión (Mpa)	59,0
Contracción al secado (% L/L)	5,23
Contracción a la quema de bizcocho (% L/L)	5,13
Contracción total al quemado (% L/L)	6,29
Corrosión ácida (% m/m)	0,006
Corrosión alcalina (% m/m)	0,011

En la figura 3 se puede observar la textura ideal de castillo de naipes del soporte, notándose el papel de los granos de mullita de puente entre las tabletas de la alúmina



**Figura 3.** Imagen de microscopía electrónica de barrido del soporte SM-0-2 (escala  $10\ \mu\text{m}$ )

Previamente a la síntesis de las membranas cerámicas se realizó el experimento de difusión de la humedad.

En base a los resultados del gráfico de la figura 4, se puede apreciar que el tiempo escogido de 10 s para las impregnaciones, es más que suficiente como para que se produzca la infiltración del líquido hacia todo el interior del soporte.

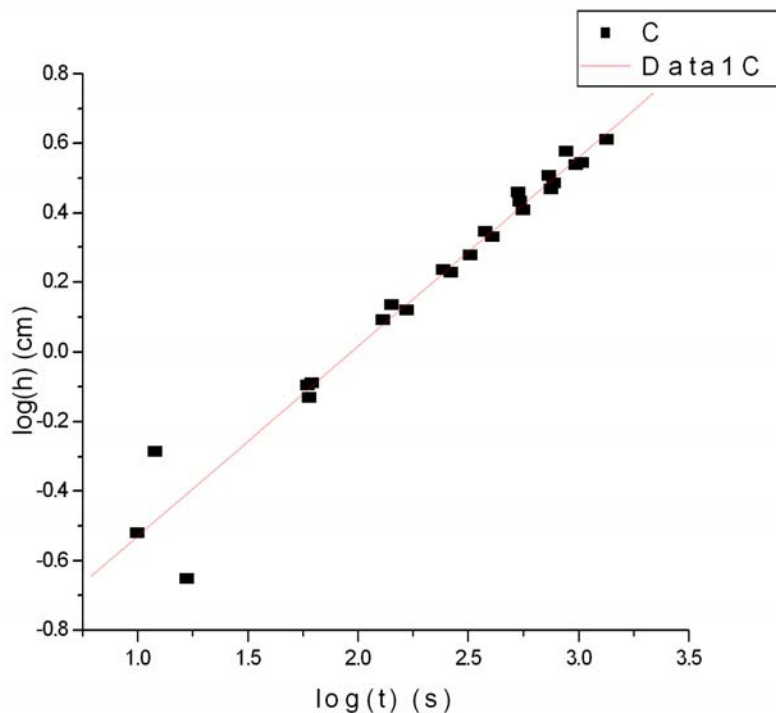


Figura 4. Gráfico de la dependencia entre el logaritmo de la altura difundida (en cm) y el tiempo (en s). Nótese la linealidad de la dependencia, lo cual atestigua que se cumple con los modelos establecidos para este fenómeno.

En la figura 5 se muestra el gráfico de dependencia del espesor depositado con el número de impregnaciones sucesivas. Cada punto experimental se obtuvo promediando los pesos obtenidos para 13 pastillas. Puede observarse la magnífica linealidad de la dependencia y el pequeño error experimental; por lo cual es de esperar que el control del espesor de las membranas mediante el número de impregnaciones sea muy efectivo en la producción. Este es un aspecto muy importante a tener en cuenta en la validación metrológica de la reproducibilidad de la tecnología.

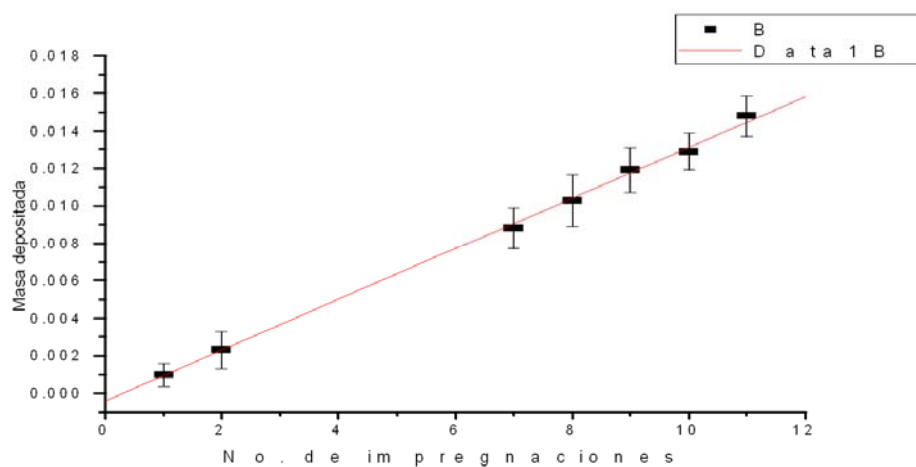


Figura 5. Gráfico de la dependencia entre la masa depositada sobre la pastilla del soporte cerámico y el número de impregnaciones sucesivas.



Las pastillas de membranas planas fueron caracterizadas mediante permeabilidad de agua, obteniéndose un valor de  $0,88 \pm 0,02 \text{ l/m}^2\cdot\text{s}$ . Este valor es altamente satisfactorio para alcanzar alta productividad en instalaciones de filtración.

La humedad de la pasta de comportamiento óptimo preparada para la síntesis de los soportes de las membranas tubulares fue de  $16,9 \pm 0,1\%$ . En total, se extrusaron 30 kg de tubos de 80- 100 cm de longitud.

De 22 tubos ensayados en la prueba de burbuja, fueron rechazados 3 de ellos, y 8 fueron aceptados sin defectos, mientras que 11 presentaron algunos defectos localizados en grietas o poros pasantes recuperables mediante curación.

La síntesis de las membranas cerámicas sobre los soportes tubulares se realizó en las mismas condiciones que las cerámicas planas, aunque la impregnación de los tubos con la suspensión precursora se realizó en una cubeta alargada de sección semicircular donde se mantenía el líquido en constante agitación.

### Pruebas de uso

Las pruebas de las membranas en microfiltración de agua de mar para desove y eclosión de camarones fueron realizadas en la Planta de Cría Artificial de camarones de Yaguanabo, Cienfuegos; y consistieron, por una parte, en la determinación de la efectividad de los soportes y membranas cerámicos en la eliminación de los contaminantes orgánicos de las aguas industriales; y por otra, la comprobación de las cualidades tecnológicas de las membranas en cuanto a permeabilidad y tupidiones en condiciones reales de operación.

Los experimentos fueron realizados con dos tipos de agua:

Cabeza 1. Agua desionizada procedente de la termoeléctrica de Cienfuegos, sin filtración previa, y con contenidos de coliformes totales de 210 NMP/100 ml, 93 NMP/100 ml de coliformes fecales.

Cabeza 2. Mezcla de agua de mar y agua dulce con índice 31 de salinidad, prefiltrada a  $10 \mu\text{m}$ , y con contenidos de coliformes totales y fecales menores de 3 NMP/100 ml.

La determinación de la efectividad de retención de microorganismos fue evaluada mediante los análisis bacteriológicos realizados en el agua microfiltrada de la cabeza 1 en los soportes cerámicos S5 y S12 arrojaron la ausencia de coliformes fecales y totales ( $< 3 \text{ NMP/100 ml}$ ). Por esta razón se concluye que estos dispositivos (y consecuentemente las membranas cerámicas) son altamente efectivos en la remoción de los microorganismos contaminantes de las aguas industriales.

Por otra parte, la determinación de las características tecnológicas de los soportes y membranas en la microfiltración de agua de mar, cuyo objetivo fue la caracterización de las propiedades tecnológicas de las membranas tubulares en condiciones de uso, a través de su permeabilidad específica y su evolución a través del tiempo, se muestra en la tabla III, donde se presentan los resultados de los experimentos a tiempos cortos (15 min) y a tiempos largos (3 horas), para evaluar la permeabilidad de los soportes y las membranas en condiciones limpias y bajo el efecto de posibles tupidiones.



**Tabla III. Propiedades tecnológicas de los soportes y membranas tubulares en Yaguacam**  
**Experimento a tiempos**  
**cortos**

Dispositivo	Descripción	Caudal filtrado (l/h)			
		0- 5 min	5- 10 min	10- 15 min	15-30 min
S-12 (cabeza 1)	Soporte cerámico	1,80	1,68	1,68	-
S-12 (cabeza 2)	Soporte cerámico	1,56	1,80	1,44	-
S-5	Soporte cerámico	2,16	-	-	-
S-0	Soporte cerámico	0,96	0,84	0,72	-
R-5	Membrana cerámica Rincón	3,00	3,00	-	-
R-1	Membrana cerámica Rincón	3,00	3,00	-	-
SJ-9	Membrana cerámica S. José	1,44	1,56	1,80	1,80

**Experimento a tiempos**  
**largos**

	Caudal filtrado (l/h)						
	0-0,5 h	0,5- 1,0 h	1,0- 1,5 h	1,5- 2,0 h	2,0- 2,5 h	2,5- 3,0 h	3,0- 3,5 h
Membrana SJ-9	0,61	0,74	0,86	0,83	0,72	0,77	0,70

El análisis de los resultados indica que la permeabilidad<sup>1</sup> de los soportes tubulares está entre 50 y 100 l/h/m<sup>2</sup>.

Por otra parte, la permeabilidad de las membranas tubulares es distinta para las membranas sintetizadas en el horno de la fábrica del Rincón y en el horno de la fábrica de San José. En las primeras la permeabilidad es de 150 l/h/m<sup>2</sup>, mientras que en las segundas se encuentran entre 72 y 90 l/h/m<sup>2</sup>. La diferencia entre ellas se debe a que la temperatura de quema del horno de San José fue 100°C mayor que la del Rincón, por lo cual la maduración de la masa tiene que haber sido superior. Además, no se descarta la presencia de defectos en la membrana del Rincón.

Las permeabilidades obtenidas en las membranas tubulares están ligeramente por debajo de las permeabilidades de las membranas planas determinadas en informes anteriores (146- 292 l/h/m<sup>2</sup>). Sobre la base de los resultados de los experimentos de microfiltración se concluye que los caudales de agua de cabeza 2 (salinidad de 31%) son semejantes a los obtenidos para agua destilada en los mismos soportes y membranas. En las mediciones realizadas a tiempos largos, no se observan caídas significativas del caudal filtrado; por lo cual no son evidentes manifestaciones de tupidones permanentes de las membranas en períodos de hasta 3 horas de operación.

La prueba de las membranas en potabilización de aguas fueron realizadas en la planta piloto de microfiltración con membranas instalada en el laboratorio de procesos alimentarios de la facultad de Ingeniería Química del ISPJAE; y consistieron, por una parte, en la determinación de la efectividad de los soportes y membranas cerámicos en la eliminación de los contaminantes orgánicos de las aguas industriales; y por otra, la comprobación de las cualidades tecnológicas de las membranas en cuanto a permeabilidad y tupidones en condiciones reales de operación.



Los experimentos fueron realizados con agua procedente de la cisterna colectiva del CIPIMM, sin filtración previa, y con contenidos de coliformes totales de  $>2400$  NMP/100 ml,  $>2400$  NMP/100 ml de coliformes fecales. Para la realización de los experimentos se utilizó el *housing* metálico descrito anteriormente con las mismas condiciones de operación.

Los análisis bacteriológicos realizados en el agua microfiltrada en los soportes cerámicos S5 y S12 arrojaron la ausencia de coliformes fecales y totales ( $< 3$  NMP/100 ml). Por esta razón se concluye que estos dispositivos (y consecuentemente las membranas cerámicas) son altamente efectivos en la remoción de los microorganismos contaminantes de las aguas industriales.

Por otra parte, estos experimentos sirvieron para caracterizar las propiedades tecnológicas de las membranas tubulares en condiciones de uso, a través de su permeabilidad específica y su evolución a través del tiempo.

Las permeabilidades obtenidas en las membranas tubulares (2,0- 2,5 l/h/m<sup>2</sup>) están bastante por debajo de las permeabilidades de las membranas planas determinadas en informes anteriores (146-292 l/h/m<sup>2</sup>). Esto se debe a que las membranas utilizadas para estos experimentos ya habían sido empleadas para microfiltrar agua de mar y confrontaban algún tipo de taponamiento permanente.

Para la prueba de las membranas en el tratamiento de residuales galvánicos, con el equipamiento señalado, se midió la permeabilidad de la membrana usando para ello como parámetros de trabajo: flujo 3.5 del rotámetro, equivalente a 1,5 l/min y presión de 250 KPa. La medición de 15ml de volumen de permeado se efectuó en aproximadamente 23 s lo cual se corresponde con una velocidad de permeado 0.65 ml/s, que equivale a 0.0187m<sup>3</sup> / 8 horas. En la tabla IV se presentan los resultados de los experimentos del diseño 2<sup>2</sup> explicado en la sección de Materiales y Métodos.

Tabla IV. Resultados de los experimentos diseñados para la prueba de utilización de las membranas de sílice en el tratamiento de los residuales galvánicos de la E.M.I. "Yuri Gagarin", utilizando como función respuesta el volumen de permeado.

Experimentos	Variables		Función respuesta
	X <sub>1</sub>	X <sub>2</sub>	
	Conc acetato g/L	Tiempo de permeado min	Volumen de permeado (ml)
1	0.1	0-15	275,225,340,210
2	0.2	0-15	237,385,335,90
3	0.1	15-30	310,130,325,82
4	0.2	15-30	230,350,225,50

Varianza del error puro  $Sg2 = 12729.77$  ;  $F=12$

T student  $Tf(95\%) = 1.782$

Los coeficientes obtenidos del ANOVA fueron:

$Tj_1 = 4.2089$ ,  $Aj_1 = 237.4375$ ,  $Tj_2 = 0.0055$ ,  $Tj_3 = -0.4376$ ,  $Tj_4 = 0.0122$

De estos coeficientes, el único significativo fué el  $Aj_1 = 237.437$

La varianza de adecuación es  $Sad2 = 3253.56$

$F_{calc} = 0.255$

El criterio de Fischer (3, 8, 95%)  $= 3.49 > 0.255$ ; por lo tanto, el modelo es adecuado.

De acuerdo con estos resultados puede concluirse que la concentración de acetato influye fuertemente sobre el caudal de filtrado (permeabilidad), y que esa característica no varía



significativamente con el tiempo, por lo cual (al menos para tiempos moderados) no se observan fenómenos de tупición.

### Estudio de viabilidad

El estudio comenzó por el análisis del proceso de producción industrial de los soportes en la fábrica de aisladores del Rincón. El proceso tecnológico de producción de los soportes cerámicos consta de las siguientes etapas: Molienda fina en el molino de bolas, cribado de control por 200 mallas, filtroprensado, deaireamiento en extrusora de vacío, almacenamiento en cuarto húmedo, conformación de los tubos en extrusora, secado a temperatura ambiente en cuarto oscuro, bizcochado a 1000°C en el horno, rectificación y corte/pulido en torno, rectificación de la superficie interior, comprobación visual de la calidad, curación con pasta líquida, corte/biselado en el torno, envase y embalaje en cajas.

La gran mayoría de estas operaciones se pueden realizar en las instalaciones actuales de la UBE de aisladores del Rincón, aunque se necesita adecuar algunos pasos de la tecnología actual en una nueva línea, y crear algunas pocas instalaciones adicionales. En general, para abordar la producción de soportes cerámicos, es necesario modernizar la fábrica.

Los equipos que es necesario comprar o adquirir para la nueva línea de producción son una extrusora de vacío, una bomba de vacío, un transportador de rodillos, varias carretillas para la transportación de semiproductos, y una campana de extracción de polvos.

La inversión total prevista es de 108,53 MP, de ellos 56,98 MCUC, con una vida útil estimada en 10 años.

Para realizar el flujo de caja con el fin de evaluar la factibilidad económica de la inversión se consideró un precio de venta por soporte de 8,12 CUP y 5,66 CUC. Como no había precedentes del precio de soportes ni en el país ni en el mercado internacional, se estimó conveniente establecerlo de modo que pudiera cubrir las inversiones en condiciones favorables para los empresarios de la UBE Aisladores, y reportar un nivel de ganancias atractivo para los productores. Simultáneamente, este nivel de precios no debe resultar un gravamen excesivo para los costos de producción de las membranas cerámicas. En definitiva, el precio debe quedar establecido al efectuar el estudio de factibilidad de la producción de membranas.

Los resultados de la evaluación económica en las condiciones antes señaladas se muestran en la tabla V:

Tabla V. Resultados de la evaluación económica de la inversión.

INDICE	TOTAL (CUP + CUC)	CUC
VAN (12,5%) (M\$)	17	12
TIR (%)	17,1	22,3
Período de recuperación (años)	5,7	6,1

Puede notarse que los resultados son positivos en ambas monedas. Sin embargo, las conclusiones generales sobre factibilidad tienen que extraerse del estudio de la producción de las membranas, en





la cual los soportes son una materia prima. El mercado actual de membranas es inexistente en Cuba, debido a la depresión de la economía; sin embargo, el proceso de reconversión industrial que se vislumbra en muchas ramas hará que se origine una demanda considerable de estos productos para las nuevas tecnologías.

Para la potabilización de aguas existe un programa nacional de desarrollo de acueductos rurales, en el cual se pudiera valorar la introducción de las membranas nacionales. En el año 2000 se invirtieron de 5 millones de USD en productos de importación para garantizar el agua potable a comunidades rurales de más de 300 habitantes, pero existe interés estatal por garantizar este servicio a comunidades más reducidas.

El objetivo fundamental que se persigue con la adquisición de las membranas es la competencia en novedad, calidad y precio entre las empresas que están enfrascadas en la innovación tecnológica, o sea que la industria química tendrá que introducir las membranas para llegar a ser competitivas. La demanda de membranas para el tratamiento de residuales galvánicos fue estimada solamente para las plantas mecánicas del SIME, tomando como base los resultados de las pruebas efectuadas en la planta piloto de la CUJAE, en las cuales se determinó que el caudal de filtración de una membrana tubular de 80 cm es de 0,00285 m<sup>3</sup>/h; por lo cual un módulo de 55 membranas es capaz de microfiltrar 360 m<sup>3</sup> de residuales por año en 5 jornadas semanales de 8 horas. Entonces, para tratar el total de residuales de las plantas del SIME, estimados en 52 421 m<sup>3</sup>/año, se necesitarían 146 módulos con un total de 8000 membranas.

En particular, se hizo el estudio para la inversión en una planta de tratamiento de residuales galvánicos para la E.M.I. "Yuri Gagarin, cuyo esquema tecnológico se muestra en la figura 6. Esa planta se diseñó en base a dos *housings* de 55 membranas, cuyo esquema se presenta en la figura 7.

Por otra parte, el volumen de agua de cría de camarones a tratar con membranas es de 12,5 m<sup>3</sup>/día para el desove y de 6 m<sup>3</sup>/día para la eclosión sin contar un cierto volumen adicional para el enjuague. Además, se requieren microfiltrar 30 m<sup>3</sup>/día para producción de fitoplanckton. Esto hace un total de 48,5 m<sup>3</sup>/día (14 550 m<sup>3</sup>/año). Para microfiltrar este volumen de agua se necesitan 40 módulos con un total de 2223 membranas.

Teniendo en cuenta estas dos aplicaciones como clientes de instalaciones de microfiltración con membranas, se tendría una demanda mínima anual de 10 223 membranas. Esta demanda deberá crecer en un futuro al considerar como clientes a las plantas de potabilización y a posibles compradores extranjeros.

### Proyecto de planta de producción de membranas

Las premisas para el diseño de la planta fueron las siguientes:

Días de trabajo por año	280
Turnos de trabajo por día	2
Horas de trabajo por turno	8

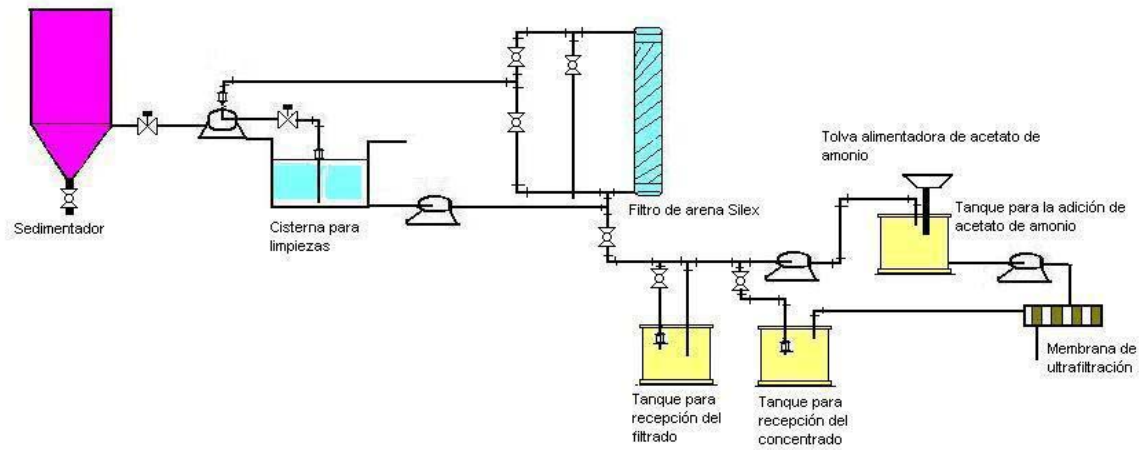


Fig. 6. Esquema tecnológico de la planta de tratamiento de residuales galvánicos de la E.M.I. "Yuri Gagarin"

Horas de trabajo efectivo por año 4480

Aprovechamiento del tiempo nominal anual 52%

El primer año se considera como un período para ganar experiencia; posteriormente se pueden incrementar las horas de trabajo.

La capacidad de la planta de membranas cerámicas que se proyecta es de 10 000 membranas anuales y está acorde a la cantidad de soportes que se fabrican en la planta del Rincón. Para alcanzar esta capacidad es necesario realizar una inversión, en el equipamiento básico, y otros equipos menores e instrumentos de control de la calidad. Según el régimen de trabajo previsto representan unas 36 diarias de pasado a proceso y la producción terminada será de 24 diarias por eso las entregas de soportes podrían efectuarse una vez por mes.

Para producir las membranas cerámicas se ubicarán los equipos en una edificación que cuente con condiciones especiales de sellaje, para evitar la entrada de polvo y otros contaminantes que contara con un suministro de aire ultrafiltrado y climatizado. Además, tendrá un suministro de agua desmineralizada.



## Vista general

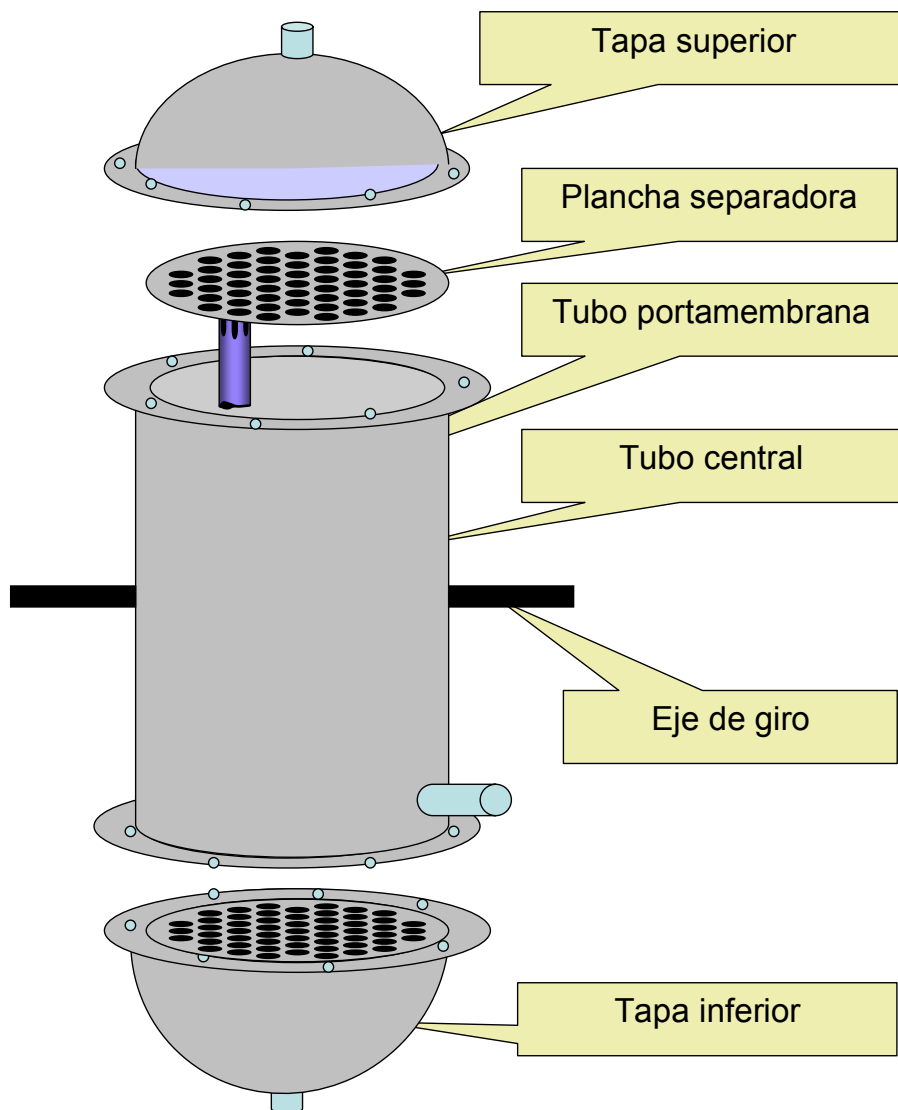


Figura 7. Esquema general del housing de 55 membranas diseñado para la aplicación de la tecnología de microfiltración al tratamiento de los residuales galvánicos

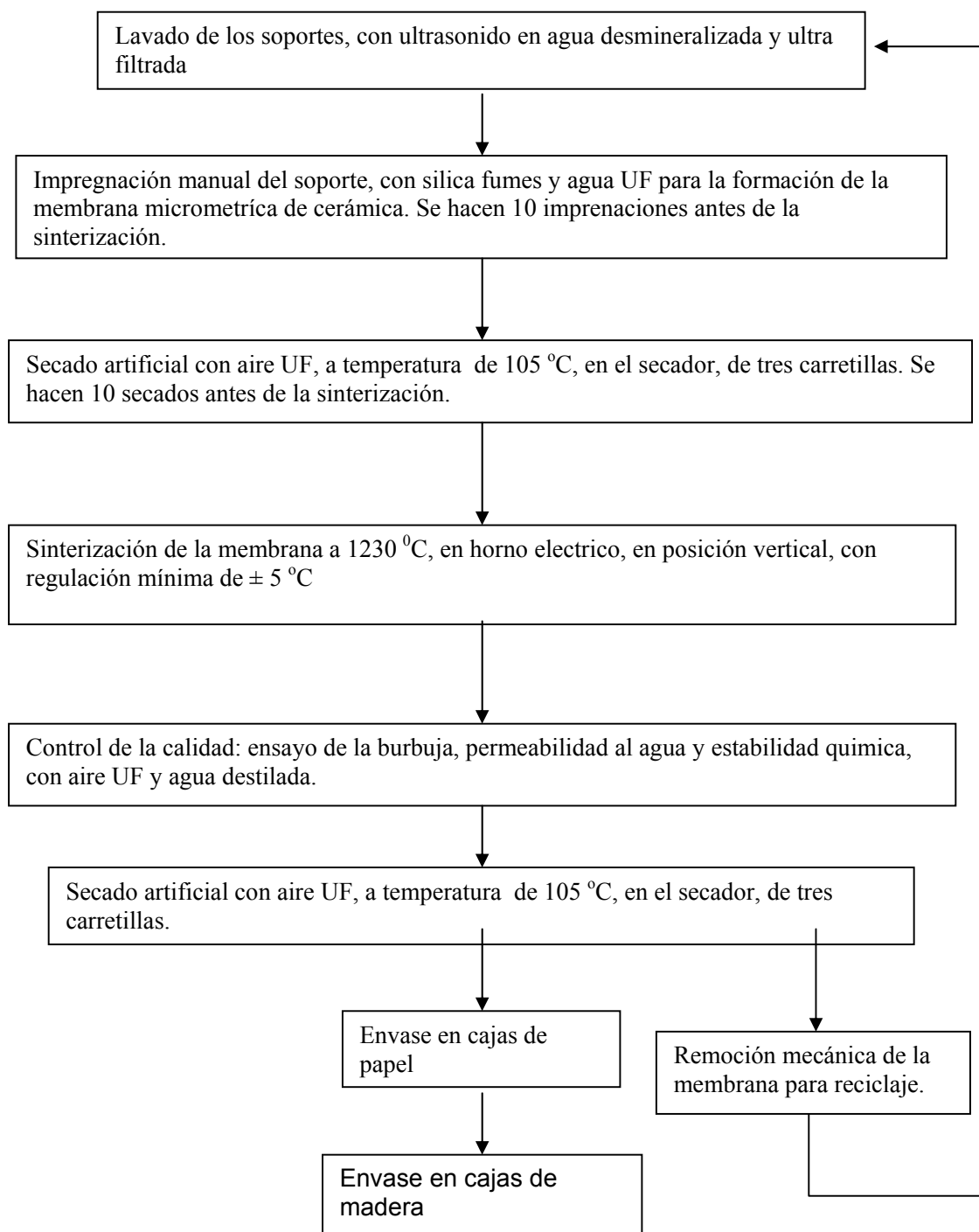


Figura 6. Diagrama de bloques del proceso tecnológico de la producción de membranas de sílice.



El control de la calidad consiste en los siguientes ensayos:

Ensayo de la burbuja, permeabilidad al agua destilada, linealidad, dimensiones interior y exterior.

Para suministrar el aire limpio con menos de 100 partículas/m<sup>3</sup> se utilizará un filtro de mangas, un ventilador centrífugo, para su climatización una consola. El compresor suministra el aire para la limpieza de las mangas del filtro y para el área de control de la calidad.

El agua ultra filtrada se obtiene pasando el agua desmineralizada, por un sistema de purificación compuesto por una bomba centrífuga, un filtro de membranas cerámicas y una bomba de engranes.

Para garantizar que las membranas no se echen a perder hay que garantizar un suministro eléctrico estable por eso se requiere la instalación de un grupo electrógeno diesel.

Los parámetros de proceso se controlan mediante las computadoras con cinco terminales.

La fuerza de trabajo prevista para la operación de la planta se presenta en la tabla VI.

Tabla VI. Plantilla del taller de membrana.

Cargo	N° de trabajadores	Salario
Ingeniero especialista	1	310.00
Ingeniero supervisor	1	295.00
Ingeniero	2	265.00
Contador principal	1	295.00
Técnico medio	10	231.00
Obrero calificado	4	211.00
Secretaria	1	148.00

En el proceso de fabricación de membranas solamente participa la silica fumes (SiO<sub>2</sub>). Los gases y polvos que se producen durante este proceso no contaminarán, ya que existirá un extractor que garantizará la eliminación de las partículas remanentes. En los residuales líquidos las sustancias contaminantes: *silica fumes*, estarán presentes en concentraciones muy bajas por lo que no se consideran ni tóxicos, ni agresivos.

Se considera un precio de 50 CUC y 15 CUP por membrana, considerando una reducción al precio de importación incluida la transportación (86.16 USD/unidad), para crear una competencia por precio. El monto de inversión aparece en la tabla siguiente y se conforma según los siguientes elementos: equipos, construcción y montaje, otros y capital de trabajo

Tabla VII. Desglose del monto de la inversión en sus componentes.

ELEMENTO	TOTAL (MP)	DIVISA (MCUC)
Equipos	173	173
Construcción y montaje	130	91
Otros	42	8
Capital de trabajo	74	53
TOTAL	419	325



El monto de inversión estimado establece el costo para las instalaciones implicadas en el proyecto para la producción de las membranas cerámicas, cubriendo los costos directos de equipamiento, materiales de construcción, así como costos preoperativos, tales como estudios de factibilidad, ingeniería, asistencia técnica, licencia ambiental y otros.

Los precios de parte del equipamiento se han obtenido por ofertas, las cuales han sido procurados de varios suministradores, por lo que asume que la compra se hará sobre una base competitiva. Otros precios se han estimado por comparación con otros existentes.

La estimación del valor de la construcción se ha basado en tanto en índices propuestos por Peters, en su manual de diseño de plantas, como por cálculos según PRECONS.

Los gastos de preproducción incluyen todos los valores incurridos en el estudio de factibilidad, la ingeniería, la asistencia técnica para la puesta en marcha, así como la obtención de la licencia ambiental y su estudio,

Se ha considerado cobertura de 30 días para insumos nacionales y 60 días para importados

El costo de operación ha sido estimado para el régimen de trabajo que se detalla en el capítulo de Tecnología. Se ha considerado una vida útil de 10 años, según el cronograma de producción propuesto.

Se ha considerado un gasto de 500 l de combustible para la transportación de estos materiales. Se utilizará agua desmineralizada procedente de una instalación del CIPIMM.

El mantenimiento se ha estimado como un 4% del valor total del equipamiento.

5.00 CUC/mes por cada unidad de carga contratada entre las 6.00 y las 22.00 horas

Horario pico 0.083 CUC por cada kwh consumido

Horario del resto del día 0.036 CUC

“

Se incluye el costo de la innovación tecnológica para mantener la competitividad, como un 40% de los ingresos.

Se ha considerado una tasa de 35% de impuesto sobre las utilidades.

Se ha considerado una reserva para contingencias de un 15% del capital.

Se ha considerado solicitar financiamiento en divisa, para los activos fijos del monto de inversión.

Las condiciones de financiamiento son las siguientes:

Tasa de interés 8%

Plazo de pago 4 años

Período de gracia 2 semestres

Para determinar la factibilidad de la inversión se calcularon el VAN, la TIR y el período de recuperación. De acuerdo con las condiciones en las cuales se realizaron los cálculos del caso base, se alcanzaron resultados positivos en las dos monedas. Los índices económico-financieros se detallan a continuación:

Se ha realizado un análisis de sensibilidad con las siguientes variantes

Incremento del precio en 30%

Disminución del precio en 30%

Incremento del monto de inversión en 30%

Incremento del costo de operación en 10%.

Tabla VIII. Valores calculados de los índices de factibilidad





INDICE	TOTAL	DIVISA
VAN (12.5%) M\$	619	817.2
TIR (%)	67.26	172.65
Periodo de Recuperación (años)	2.0	0.7

Incremento del costo de operación en 20%.

Incremento del costo de operación en 30%.

Disminución de mercado a 8 000 unidades/año

Con producción de 8 000 unidades en año 1.

Con producción de 6 000 unidades en año 1 y 8 000 unidades en año 2.

Tabla IX. Resultados de los cálculos del estudio de sensibilidad.

	VAN (M\$)		TIR (%)		P.Rec. (años)	
	Total	Divisas	Total	Divisas	Total	Divisas
Inc. 30% Precio.	1181	1251	117.82	249.12	1.0	0.4
Dis. 30% Precio	58	384	17.40	75.96	5.9	2.5
Inc. 30% M. Inv.	534	746	49.88	125.40	3.1	1.1
Inc. 10% C. Operac.	394	675	45.18	131.28	3.2	1.0
Inc. 20% C. Operac.	169	539	25.76	97.01	4.7	1.5
Inc. 30% C. Operac.	-53	402	8.43	68.25	8.4	2.6
Dis. Mercado	336	593	41.96	126.90	3.4	1.1
Prod. 8 000 u año 1	574	777	57.89	146.42	2.5	1.2
Prod. 6 000 u año 1 y 8 000 u año 2	488	704	45.48	111.19	3.4	1.9

El estudio de sensibilidad arroja que la inversión es muy sensible a los precios de venta del producto, pero no es muy sensible al aumento del monto de las inversiones, o a aumentos moderados del costo de operaciones, o a reducciones ligeras de las ventas o de la producción. Todo esto da la medida de la solidez de la inversión.

## CONCLUSIONES

La construcción de una planta de producción de membranas cerámicas es plenamente factible tanto técnica como económicamente.

La evaluación del proyecto presenta resultados positivos en las dos monedas para la construcción de una planta de producción de membranas cerámicas, con una sensibilidad razonable ante alternativas de cambios del entorno

Dada la factibilidad en divisas, se puede disminuir el precio en moneda convertible, para hacer el proyecto más competitivo. Siempre debe mantenerse el precio en moneda total.



Concluir los estudios pendientes para iniciar el proceso inversionista.

En el proyecto se presenta una tecnología conceptual de tratamiento de residuales galvánicos que debe ajustarse a los cambios frecuentes de la composición de los residuales.

## BIBLIOGRAFÍA

- Bhave R.R.**, *Inorganic Membrane, synthesis, characteristics and applications*, Chapman & Hall, 1991.
- Bodzek, M. et al.** "Application of the hybrid complexation- ultrafiltration process for removal of metals ions from galvanic wastewater". *Desalination*. Volume: 121, Issue: 2, March 12, 1999
- Bohdziewicz J.**, "Removal of chromium ions (VI) from underground water in the hybrid complexation - ultrafiltration process", *Desalination*, 129(3), 227-235 2000.
- Bratton G.J., Buck K.D., Villiers N.T. de**, *Improved membrane*, EP 0782473A1, 1996.
- Brinker C.J., Scherer G.W.**, *Sol-Gel Science, The physics and Chemistry of Sol-Gel Processing*, Academic Press Inc., Boston, 1990
- Budnikov P.P., Valkevich V.L., Berezhnoi A.S., Bulavin I.A., Kukolev G.V., Poluboyarinos D.N., Popilskii R. Ya.**, *Jimicheskaya Tejnologiya Keramiki i Ogneuporov*, Izd. Literaturny po stroitelstvu, Moskva, 1972.
- Burggraaf A.J., Cot L.** (Eds). " *Fundamentals of Inorganic Membrane Science and Technology*", Elsevier, amsterdam, 1996
- Campos A.L., Silva N.T., Melo F.C.L., Oliveira M.A.S., Thim G.P.**, *Crystallization kinetics of orthorhombic mullite from diphasic gels*, *Journal of Non-Crystalline Solids* 304, 19-24, 2002
- Denbrovetskaya E.N., Levanyuk T.A., Zaichuk I.A., Sichkov O.N.**, *Effect of alkaline additives on the activity and coking of a nickel catalyst for natural gas conversion*, *Jim. Tekhnol. (Kiev)*, 3, 22-27, 1989.
- Flores V., C.Cabassud.** "A hybrid membrane process for Cu(II) removal from industrial wastewater", *Desalination*, 126(1-3), 101-108 .1999
- Gala T., Arcilagos P., y otros**, "Estudio de factibilidad para la producción de soportes de membranas cerámica", PROYEST, Habana, 2005
- González González C.R., Delgado Díez B., Lubian Martinez T., Rodríguez Castellón E., Benavente J.**, *Electrical characterisation of composite ceramic membranes for water treatment*, *Conference on Porous Ceramic Materials*, Brujas, Bélgica, 2005
- González González C.R., Delgado Díez B., A. Jacas Rodríguez, T. Lubián Martínez.** *Tecnología de producción de membranas inorgánicas para procesos de microfiltración y ultrafiltración*, Informe final del proyecto CITMA, CIPIMM, Habana, 2002
- González González, Carlos R.**, Método para producir membranas zeolíticas subyacentes, Certificado de autor de patente de invención N° 23141, 2006
- Jones S.D., Pritchard T.N.**, *Porous amorphous silica-alumina refractory oxides, their preparation and use as separation membranes*, Pat. US 5871646, 1999
- Klein L.C., Giszpenc N.**, *Sol-gel processing for gas separation membranes*, *American Ceramic Society Bulletin*, 69(11), 1821-1830, 1990
- Lago M., Araujo M.**, *Capillary rise in porous media*, *J. Colloid and Interface Sci.*, 234, 35-43, 2001.
- Puputti J., Nilsen E., Einarsrud M-A., LeBell J., Perander M., Lindén M.**, *Stabilization of silica sols derived from an inexpensive, fully inorganic precursor and their use*, *Journal of Non-Crystalline Solids* 342, 59-64, 2004
- Yanaguida S.**, *Tonkaya Tejnicheskaya Keramika*, Izd. Metallurgiya, Moskva, 1986.



## OBTENCIÓN DE SUSTANCIAS CODISPERSANTES A PARTIR DE SALMUERAS RESIDUALES

Miguel Angel Anaya Alfonso<sup>(1)</sup>, Anolan Díaz Fernández<sup>(1)</sup>, Antonio Sanabria de la Torre<sup>(1)</sup>

**(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero - Metalúrgica ( CIPIMM ), Carretera de Varona # 12028 Capdevila, Boyeros, Ciudad de La Habana, Cuba, CP – 11800, E-mail cipimm@ip.minbas .cu**

### RESUMEN

Las pulpas de hidróxido de magnesio con altos % de sólidos (30 - 70 %) son fluidos no Newtonianos con puntos de cesión o esfuerzo cortante ( $T_0$ ) en el orden de los 150 a 500 Pa y con curvas de histéresis que incrementan su punto de ruptura hasta en un 25 – 40 %. Esto hace necesario añadir sustancias denominadas dispersantes cuya función es la de disminuir el punto de cesión de las dispersiones de hidróxido de magnesio. Las altas concentraciones de las dispersiones requieren añadir altas concentraciones de dispersante ( 25 % respecto al peso de hidróxido de magnesio seco contenido en la dispersión y que se presenta una interacción entre las partículas del dispersante con las moléculas de hidróxido, solvente y entre sus moléculas.

Para disminuir la interacción solvente – dispersante estudiamos la estructura de diversos compuestos químicos y a partir de las seleccionadas obtuvimos tres compuestos que denominamos codispersantes. La función de estas sustancias es secuestrar las moléculas del solvente de la dispersión y liberar las macromoléculas del dispersante.

La utilización de estas sustancias que poseen un costo muy inferior al de los dispersantes permite disminuir el costo de fabricación de las dispersiones de hidróxido de magnesio.

En el trabajo se exponen los resultados obtenidos al evaluar tres compuestos codispersantes en presencia del dispersante Z 1450 de la firma Zarcia el cual fue seleccionado por ser estable en las pulpas de hidróxido de magnesio y por conferir a estas una alta fluidez. Se logra disminuir el dispersante de importación de 25% a 5% respecto al hidróxido seco contenido en la dispersión.

### ABSTRACT

### OBTENTION OF CODISPERSANT SUBSTANCES BASED ON BRINES.

The formulation of a fuel based on the national crude (with high sulphur content) to generate electricity, for furnaces and industrial boilers, etc., requires the use of additives to mitigate the acid corrosion. Nowadays in our country different additives are imported for fuel, but they contain magnesium. The obtention of aqueous and organic dispersions of magnesium hydroxide from brines with high % solids (30-60%), requires the addition of modifying substances of the same fluidity. These substances, named dispersants are organic polymers which cost 3 300.00-3 600.00 €/ton and a 25 – 35 % /ton must be added.

In this work we present the results obtained when applying three substances developed that diminish the consumption of these polymers from 30 % to 10 or 5%, which we call co-dispersants. Their use permits to increase its % solids obtaining aqueous and organic dispersions turning them into Newtonian fluids. The work also presents the rheological characterization of the pulps with and without the addition of co-dispersants, the optimum concentrations achieved for the co-dispersants, the % solids achieved and the economic effect. The co-dispersant substances present primary effects and advantages which are: dispersions with high % solids, stable and easy to transport or pump; reduction of the volume of the dispersion per m<sup>3</sup>; power saving per concept of diminishing the electric power consumption per handling; increase of the transportation exploitation and decrease of the oil consumption for heating and vaporizing the solvent in the boiler.



## INTRODUCCIÓN

Las pulpas de hidróxido de magnesio con porcentajes de sólidos entre 30 % a 60 % se comportan como fluidos no Newtonianos con memoria por lo que es necesario añadir sustancia que modifiquen sus propiedades reológicas y en el caso específico de las dispersiones de hidróxido de magnesio se necesitan altas concentraciones de sustancias poliméricas debido a que interactúan con las moléculas sólido (hidróxido de magnesio), moléculas de solvente y con sus propias moléculas la adición de dispersante es de un 25 % respecto al peso de hidróxido de magnesio seco contenido en la dispersión. Su precio es de 3500.00 Euros/m<sup>3</sup>.

Para disminuir este % de aditivo estudiamos la estructura de diversos compuestos químicos y a partir de las seleccionadas obtuvimos tres compuestos que denominamos codispersantes. La función de estas sustancias es secuestrar las moléculas del solvente de la dispersión y liberar las macromoléculas del dispersante.

La utilización de estas sustancias que poseen un costo muy inferior (\$ 250.00 Euros/tonelada) al de los dispersantes y nos permitiendo disminuir el costo de fabricación de las dispersiones de hidróxido de magnesio.

A continuación se exponen los resultados obtenidos al evaluar tres compuestos codispersantes en presencia del dispersante Z 1450 de la firma Zarcia el cual fue seleccionado por ser estable en las pulpas de hidróxido de magnesio y por conferir a estas una alta fluidez.

## MATERIALES Y MÉTODOS

### Materiales:

Dispersante Z 1450 de la firma Zarcia, dispersión polimétrica de policrilamida.  
Hidróxido de magnesio en dispersión.

### Métodos:

Determinación de las propiedades reológicas según manual de procedimiento del Viscosímetro rotacional Rheotest.

### Equipo:

Rheotest Modelo RV.

## DISCUSIÓN Y RESULTADOS. EVALUACIÓN DE CODISPERSANTES + Z 1450.

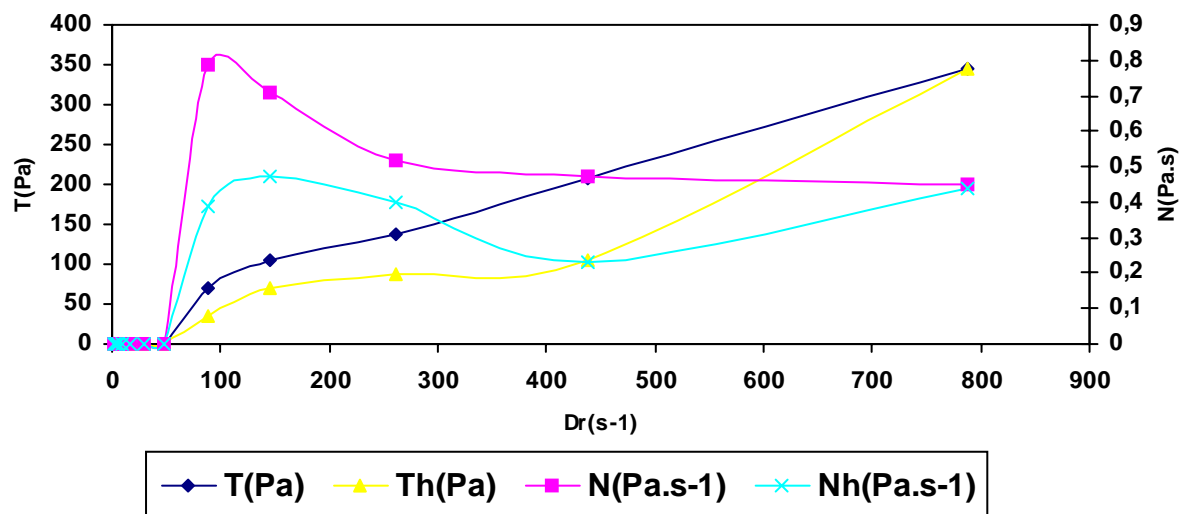
El dispersante Z 1450 fue el de mejores resultados en la evaluación y selección de los dispersantes evaluados de diferentes firmas.

Las tres sustancias seleccionadas se denominaron Codispersante: Co-A, Co-B y Co-C cuyo costo esta en el orden de los \$ 250.00 – 500.00 Euros/tonelada.

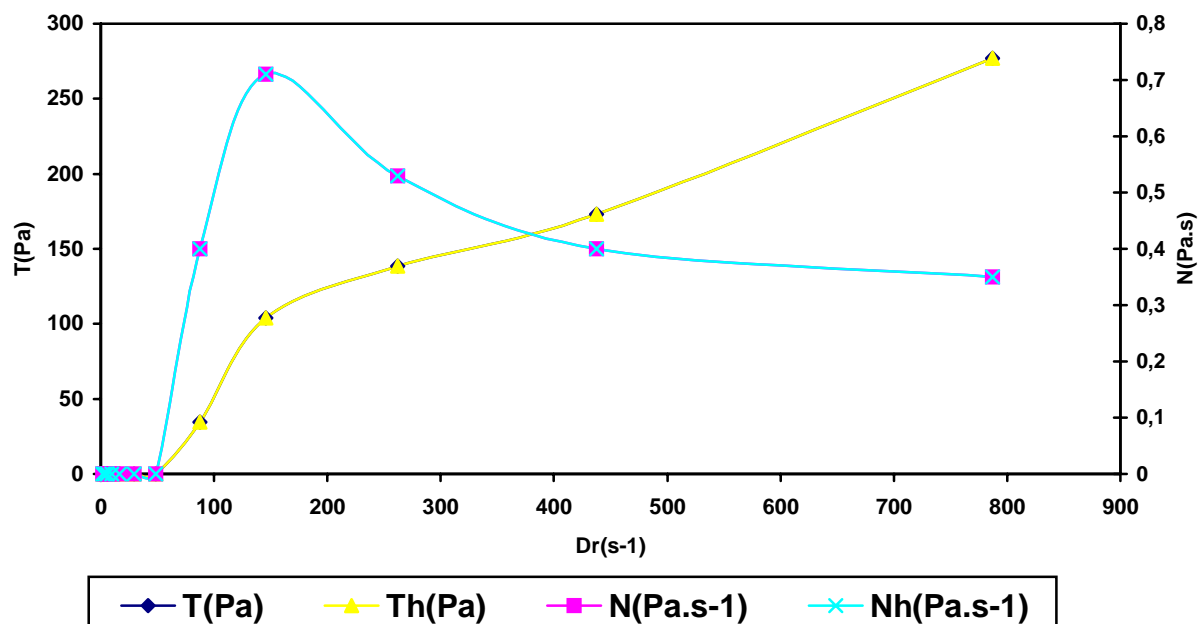


Las pruebas se realizan con pulpas de hidróxido de magnesio + Z 1450 + Codispersante. El % de Z 1450 se mantuvo constante en un 5%, la adición de dispersante fue de 5, 10, 20%.

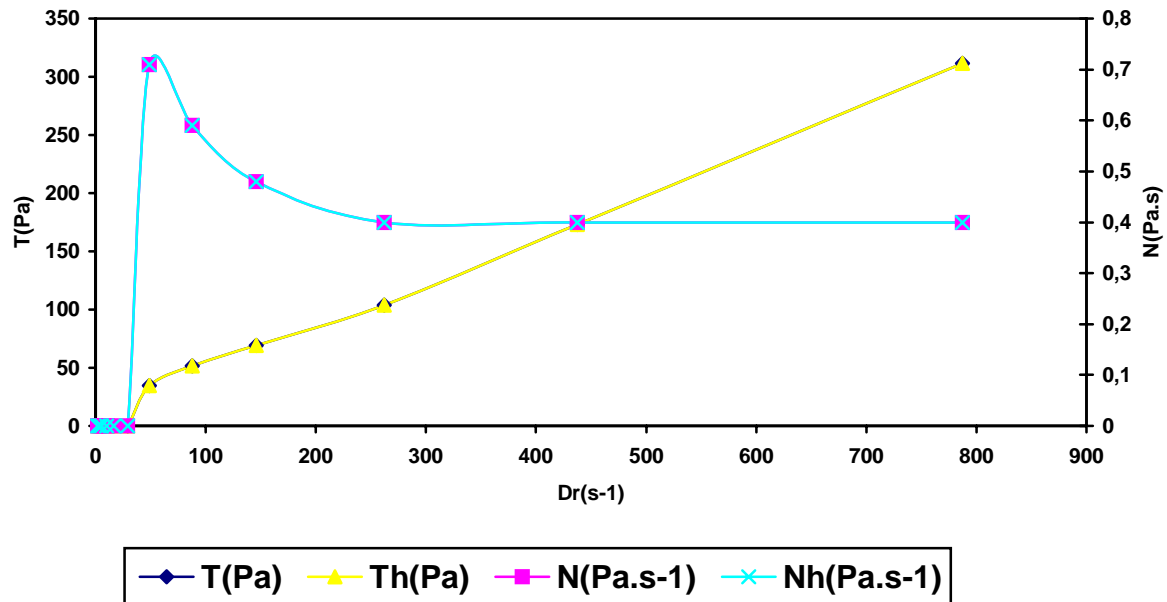
**Grafico 1: Dispersión  $Mg(OH)_2$  30 % sól. + Co-A 5% + Disp. Z 1450 5%**



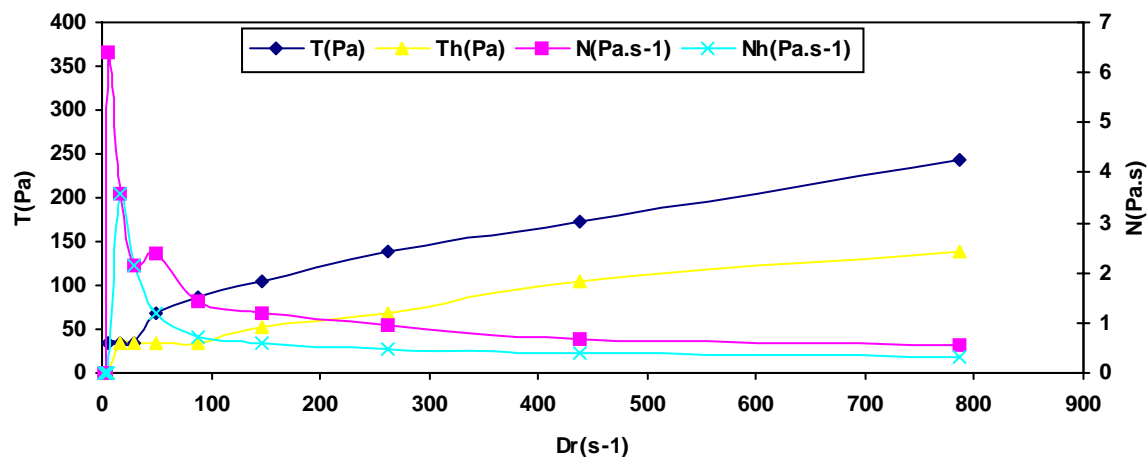
**Grafico 2: Dispersión 30 % sól. + Co-A 10% + Disp. Z 1450 10%**



**Grafico 3: Dispersión  $Mg(OH)_2$  30 % sól. + Co-A 15% + Disp. 5%**



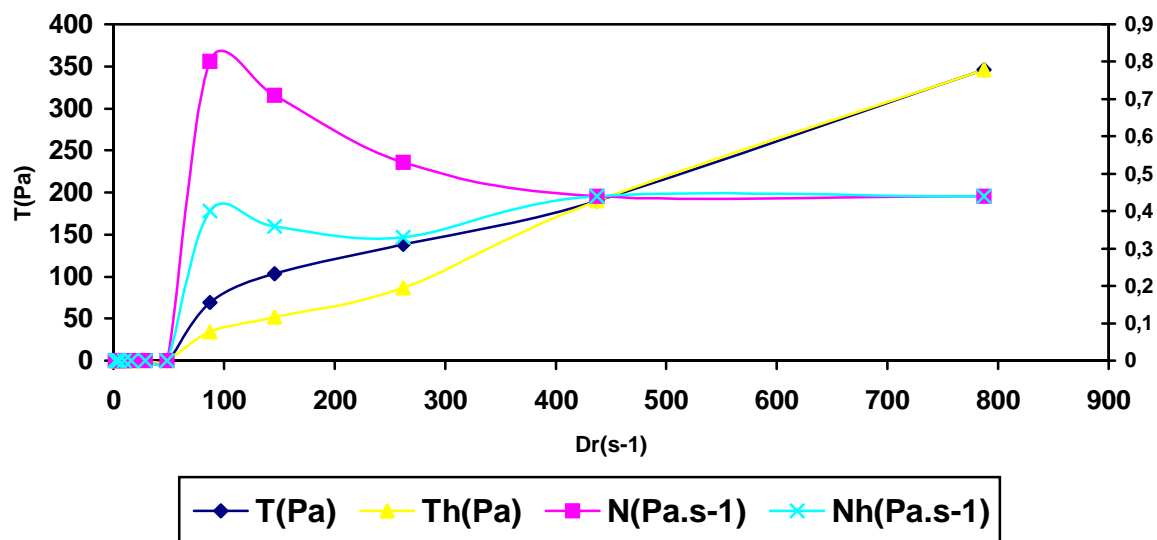
**Grafico 4: Dispersión  $Mg(OH)_2$  30 % sól. + Co-D 5% + Disp. 1450 Z 5%**



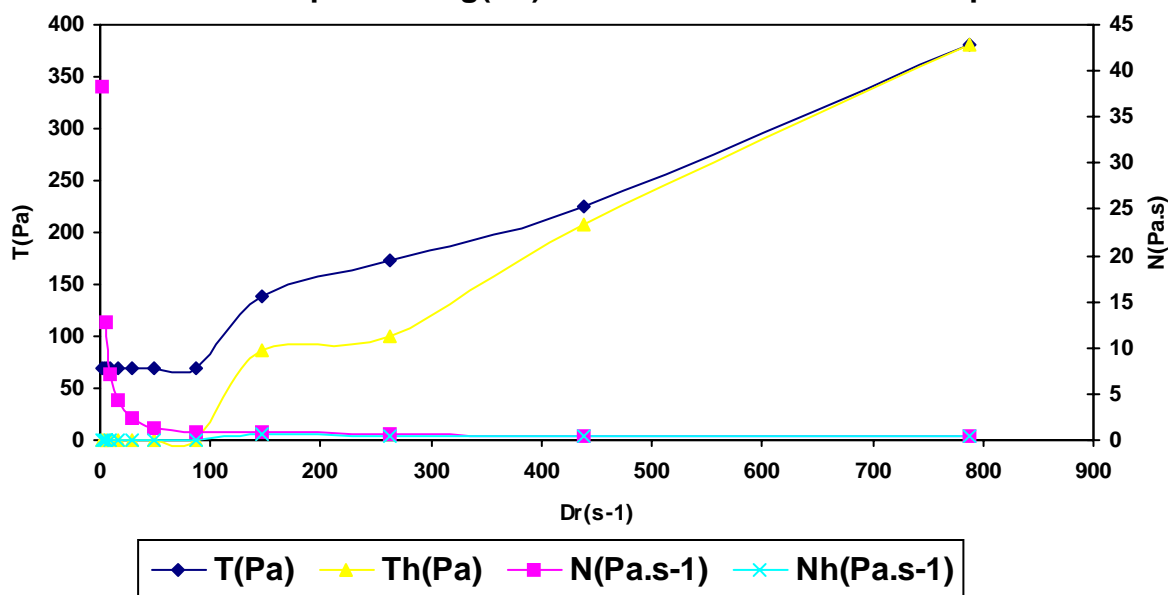


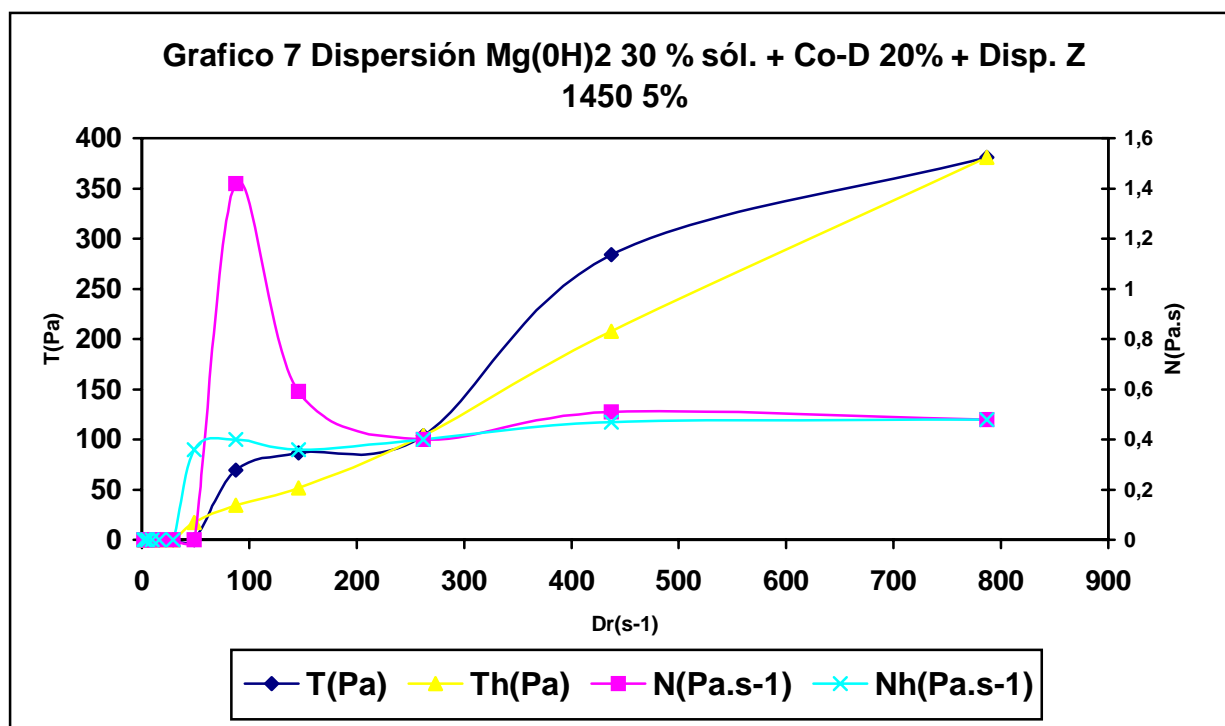


**Grafico 5: Dipersión  $Mg(OH)_2$  30 % sól. + Co-D 10 % + Disp. Z1450 5%**



**Grafico 6: Dipersión  $Mg(OH)_2$  30 % sól. + Co-D 15% + Disp. 5%**





Las curvas de flujo para 5 % de Co-A + 5 % Z 1450 no presentan punto de sesión y su viscosidad es menor de 1 Pa.s. A valores de 10 % del Co-A y de 15 % no se observan las curvas de histéresis, no son afectadas por los diferentes gradientes de velocidad ( $Dr$ ). Aunque los resultados obtenidos desde el punto de vista de la modificación de las propiedades reológicas de las pulpas son excelentes, se presento una descomposición bacteriana al cabo de las 4 semanas de almacenamiento. El Co-B mostró el mismo comportamiento que el Co-A pero su descomposición fue más rápida presentándose al cabo de 1 semana.

Este resultado indica la necesidad de un tratamiento de la salmuera madre o rechazo debido a que hay vida halofítica y que debido a la variación de su entorno biológico mueren y producen la descomposición del Codispersante. El tratamiento recomendado para eliminar los microorganismos halófilos es tratarla con cloro y mantener una concentración de 5 ppm en exceso. Efectuar un filtrado a través de un filtro de paño y luego afectar la precipitación del hidróxido de magnesio. Debe tratarse el agua de lavado de igual forma para evitar cualquier proliferación de bacterias.

El Codispersante-D como se puede apreciar en el gráfico 7 con 5 % y 5 % de Zarcia 1450 tiene un punto de fluencia mayor de 30 Pa, aunque su viscosidad es menor que 1 Pa.s. A valores de 10 %, 15% y 20 % tomado como máximo el punto de fluencia es igual a cero con una viscosidad constante de 0.4 Pa.s a partir de  $D=200 \text{ s}^{-1}$  y al contrario de los Co-A, Co-B no sufre descomposición bajo las mismas condiciones de trabajo que ellos.

El efecto del Codispersante sólo se manifiesta en presencia del Z 1450 un polímero poliamínico es fundamental sin su presencia sus efectos no son tan significantes, aunque producen acciones sobre



la viscosidad y el punto de fluencia pero las curvas de histéresis van incrementando su punto de ruptura hasta alcanzar altos.

Lo que sucede es que el Codispersante disminuye la interacción molécula de aguas – molécula de disolvente ( $H_2O$ ) lo que conlleva a que el fenómeno de repulsión electrostática entre las moléculas del dispersante y el hidróxido, y entre las moléculas del hidróxido incrementan su repulsión al incrementarse la posibilidad estadística de encontrarse las moléculas  $Mg(OH)_2$  + Dispersante impidiendo su floculación.

La utilización del dispersante importado es de un 25 % en ausencia del Codispersante y en presencia de esta es un 5 %, lo cual se traduce en una disminución del valor de la dispersión de hidróxido de magnesio por concepto de la disminución del % de dispersante a añadir a la pulpa. La aplicación del Codispersante posibilita fabricar 4 toneladas de hidróxido de magnesio para dispersiones con un costo por tonelada de \$ 825.00 Euros/t  $Mg(OH)_2$ .

Con el empleo del dispersante D este costo se disminuye a \$ 165.00 Euros/t  $Mg(OH)_2$ . El gasto por empleo del Co-D asciende a 200 kg/t de hidróxido para un costo de \$ 100.00 USD/t de  $Mg(OH)_2$  producida.

## CONCLUSIONES

1. Realizar un tratamiento de la salmuera madre o de rechazo debido a vida halofítica y que por variación de su entorno biológico mueren y producen la descomposición del Codispersante.
2. El tratamiento recomendado para eliminar los microorganismos halófilos adición de cloro manteniendo una concentración de 5 ppm en exceso. Efectuar un filtrado a través de un filtro de paño. Tratar el agua de lavado de igual forma para evitar cualquier proliferación de bacterias.
3. Los tres codispersantes permiten disminuir el % de Z 1450, aunque el óptimo es el Co-D que no se descompone por la presencia microorganismos, vivos o muertos. Los dos restantes Co-A y Co-B requieren realizar el tratamiento de la salmuera.
4. El empleo del Codispersante D disminuye el costo de la adición de dispersante a \$165.00 Euros/t  $Mg(OH)_2$ . El gasto del Co-D asciende a 200 kg/t de hidróxido para un costo de \$ 100.00 USD/t de  $Mg(OH)_2$  producida.

## BIBLIOGRAFÍA

- Anaya, Miguel A., Díaz, Anolan, Valdés, Aurelio. Informe Obtención de dispersiones de hidróxido de magnesio Proyecto 819. Minbas-CITMA Tunas, 2002.
- Anaya, Miguel A., Díaz, Anolan, Valdés, Aurelio. Investigaciones y evaluación de dispersantes para dispersiones de hidróxido de magnesio, Proyecto 819, Minbas-UGM-CITMA Tunas, 2003.
- Anaya, Miguel, A., Díaz, Anolan, Valdés, Aurelio. Tarea Técnica para Obtención de Hidróxido de Magnesio, Proyecto 819, Minbas-CITMA Tunas, 2004.
- Anaya, Miguel A., Díaz, Anolan, Valdés, Aurelio. Caracterización de Dispersiones de Hidróxido de Magnesio. Evaluación comparativa con sustancias Importadas. Proyecto 819, Minbas-CITMA Tunas, 2004.
- Anaya, Miguel A., Díaz, Anolan. Sanabria, T. Tarea Técnica Planta de Hidróxido de Magnesio de 100 t/año.



## ALTERNATIVAS PARA EL APROVECHAMIENTO DE LOS MINERALES CUPRIFEROS DEL YACIMIENTO “HIERRO MANTUA” POR MEDIO PROPIOS

**Emilio Montejo<sup>(1)</sup>**

(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica (CIPIMM) Carretera Varona #12028 Km 1 ½, Capdevila, Boyeros, Ciudad de La Habana, Cuba Tel: 44-7187/57-8072/57-8360, Fax: (537)57-8082. email: [emontejo@cipimm.minbas.cu](mailto:emontejo@cipimm.minbas.cu)

### RESUMEN.

El yacimiento “Hierro Mantua” constituye la principal reserva de minerales cupríferos de la República de Cuba y con sus minerales se han estudiado innumerables tecnologías, tanto en Cuba como en el extranjero, con resultados muy controvertidos.

Su geología y mineralogía en extremo compleja ha entorpecido su aprovechamiento industrial, lo que unido a factores externos como lo bajos precios del cobre durante los años 1994 - 2004, impidieron la explotación del mismo.

El CIPIMM ha estudiado ampliamente este yacimiento y ha propuesto diferentes tecnologías para su aprovechamiento. El objetivo del trabajo es evaluar la posibilidad de explotar por medios propios del país este importante recurso. Se realiza un análisis actualizado de los principales procesos derivados de las investigaciones y se proponen las siguientes variantes:

- Percolación con aditivos – Cementación.
- Intemperismo – Lixiviación - Cementación.
- Cura Ácida – Lixiviación - Cementación.

A cada una de ellas se evaluaron los indicadores tecnológicos fundamentales y a partir de estos y del flujo tecnológico se realizó la evaluación de los indicadores económicos fundamentales, comparándola con los indicadores de la compleja tecnología de lixiviación - flotación de residuos - lixiviación a presión de los concentrados de flotación propuesta por la Empresa Mixta Minera Mantua S.A.

Las variantes de mejores resultados fueron las de Percolación con Aditivos - Cementación y la de Intemperismo - Lixiviación - Cementación, cuyos indicadores son incluso superiores a los de la Empresa Mixta.

### ABSTRACT

### ALTERNATIVES TO EXPLOIT COPPER MINERALS FROM THE “HIERRO MANTUA” DEPOSIT THROUGH OWN RESOURCES.

“Hierro Mantua” deposit constitutes the main copper bearing minerals reserve of the Republic of Cuba and innumerable techniques have been studied for them, either in Cuba or abroad, with very controversial results.

Their geology and mineralogy, which are extremely complex, have made difficult their industrial exploitation, that together with external factors such as low copper prices during 1994-2004, stopped their exploitation.

CIPIMM has deeply studied this deposit and has proposed different technologies to exploit it. The objective of this work is to evaluate the possibility to exploit by our own national means, this important resource. An updated analysis of the main processes derived from researches are done and the following alternatives are proposed:

- Percolation with additives – Cementation.
- Weathering – Leaching - Cementation.
- Acid cure – Leaching - Cementation.



The fundamental technological indicators were evaluated for each one of them and based on these results and the ones from the technological flow, the main economic indicators were also evaluated, comparing them with the indicators of the complex technology of leaching - waste flotation - pressure leaching of the concentrates of flotation proposed by the Mantua Mining Joint Venture, S.A.

The best alternatives were those of Percolation with Additives – Cementation and Weathering – Leaching – Cementation, which indicators are even superior to those of Mantua's Joint Venture.

## INTRODUCCION.

El yacimiento “Hierro Mantua” constituye la principal reserva de minerales cupríferos de la República de Cuba y con sus minerales se han estudiado innumerables tecnologías, tanto en Cuba como en el extranjero, con resultados muy controvertidos, ya que en ocasiones se alcanzan muy buenas recuperaciones de cobre pero por tecnologías muy costosas. En otros casos ha dependido de las muestras empleadas en la investigación, incluso de su estado de conservación.

Fue descubierto desde los años 40 como un yacimiento de limonita ferruginosa, de ahí su nombre contradictorio de “Hierro Mantua”. En la década del 60 fueron descubiertas las menas cupríferas, debajo del “sombbrero” de hierro.

Es importante destacar que este yacimiento presenta una alta complejidad debido a:

Procesos exógenos muy intensos, donde las principales riquezas de cobre están constituidas por menas sulfurosas de enriquecimiento secundario, oxidadas y mezclas de las anteriores.

Procesos endógenos de metalogénesis muy complejos, que se manifiestan en la forma de asiento del cuerpo principal y en la distribución poco común de las distintos tipos de mena.

Debido a los procesos anteriormente señalados los minerales presentan las siguientes características:

- Existen menas de características muy diferentes.
- Alto grado de alteración de las menas, producto de los procesos anteriores.
- Naturaleza arcillosa de algunas de sus menas.
- Proceso espontáneo de sulfatación de las menas cuprosulfurosas del yacimiento, que transcurre de forma muy intensa al ponerse en contacto el mineral con el oxígeno atmosférico.

Lo anteriormente explicado ha complicado la obtención de una tecnología apropiada para la explotación integral de este yacimiento. En la década del 90 se crea la Empresa Mixta Minera Mantua S.A., donde se ejecutaron nuevas investigaciones geológicas y tecnológicas, con vista a precisar las reservas y la tecnología de procesamiento a emplear y se ejecutó un Estudio de Factibilidad, que fue la base para el inicio de la I Fase de la inversión que comprendía el procesamiento de los minerales del sombrero de hierro para la extracción de su contenido de oro.

La depresión de los precios del cobre en el mercado internacional (< 0.80 USD/lb de Cu) paralizó la ejecución de la II Fase que comprendía la explotación de los minerales de alta y baja ley de cobre, por una tecnología compleja.

El notable incremento de los precios del cobre (>3.0 USD/lb) y de otros metales crea las premisas para evaluar distintas alternativas para aprovechar para la economía nacional estos recursos,



teniendo en cuenta la posibilidad de realizarlo por medios propios, lo cual constituye el objetivo de este trabajo.

## **Estado actual de las investigaciones tecnológicas.**

### **Características de los minerales cupríferos del yacimiento.**

Las investigaciones geológicas realizadas en el yacimiento “Hierro Mantua” y las numerosas muestras extraídas para investigaciones tecnológicas, demuestran la complejidad de este yacimiento, aunque existe coincidencia en la clasificación de las menas cupríferas desde los primeros estudios realizados.

Las menas del depósito se clasifican en:

- Menas sulfurosas primarias.
- Menas sulfurosas de enriquecimiento secundario.
- Menas de la zona de oxidación.

Menas sulfurosas primarias. Son las menas que se encuentran en los horizontes más profundos del depósito. En ellas predominan la pirita y la mineralización de cobre corresponde a la Calcopirita ( $\text{CuFeS}_2$ ), que es escasa y por lo que su contenido de cobre es insignificante.

Se distinguen en este grupo los siguientes tipos mineralógicos: Menas piríticas de cobre; Menas piríticas cuprosas de zinc; Menas polimetálicas y Menas piríticas.

Menas sulfurosas de enriquecimiento secundario. Estos minerales constituyen la masa más importante de las menas cupríferas del yacimiento y en la práctica constituyen su valor industrial principal.

Se distinguen tres tipos mineralógicos fundamentales: Menas sulfocuprosas con una base cuarzo - piríticas; Menas sulfocuprosas con una base hidrómico-arcillosa; Menas piríticas cupríferas lixiviadas.

Como aspectos a destacar en este grupo y que tienen gran influencia en su comportamiento tecnológico están:

La mineralización de cobre esta representada por un grupo amplísimo de minerales desde los sulfuros hasta los óxidos, incluyendo el cobre nativo. Sin embargo la calcosina constituye la mineralización de cobre fundamental en estas menas que tienen como característica “sui generis” el intenso proceso de sulfatación de los sulfuros de cobre secundarios con formación de calcantita ( $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ ).

Por el carácter de la sustancia no metálica presentes en este grupo de menas y como un resultado de los procesos de alteración de los silicatos primarios (descomposición, lixiviación, cementación, etc.) se pueden clasificar en:

- Menas sulfurosas secundarias con una base esencialmente cuarcítica.
- Menas sulfurosas secundarias con una base hidrómico - arcillosa.





Este grupo de menas se caracterizan por un elevado grado de desintegración mecánica.

**Menas de la zona de oxidación.** Están constituidas por grandes formaciones de menas de hidróxidos de hierro prácticamente privadas de cobre, que constituyen el llamado "sombrero" de hierro del yacimiento, donde se descubrieron contenidos apreciables de oro, que trajeron como resultado la ejecución de la denominada Fase I del proyecto Hierro Mantua, procesándose estos minerales por un esquema de percolación en lotes con soluciones de cianuro, financiando en parte el destape del yacimiento.

La clasificación más empleada de las menas cupríferas es en base a su grado de oxidación y se dividen en:

**Menas cupríferas oxidadas, denominadas Tipo I:** Constituyen el 18.0 % de las reservas aprovechables. Presenta cantidades considerables de arcillas (caolinita), óxidos de hierro, etc. y como minerales portadores de cobre calcantita, cuprita, tenorita, malaquita, azurita y cobre nativo.

**Menas cupríferas mezcladas, denominadas Tipo II:** Constituyen el 42.1 % de las reservas extraíbles. Presenta también cantidades importantes de arcillas, aunque menor que en la mena Tipo I. Los minerales portadores de cobre son los mismos que en la mena anterior pero además sulfuros de enriquecimiento secundario (calcosina y covelina).

**Menas cupríferas sulfurosas, denominadas tipo III:** Constituyen el 39.9 % de las reservas explotables. Los minerales portadores son los sulfuros de cobre de enriquecimiento secundario, mas reactivos que la calcopirita, de la cual solo se reportan trazas. En la pirita acompañante se reporta la presencia de marcasita que es otro sulfuro ferroso y que presenta la característica de descomponerse relativamente fácil en sulfato férrico y ácido sulfúrico. Todo esto constituye una explicación a la relativamente rápida alteración de los minerales del yacimiento en presencia del oxígeno atmosférico. Esta mena presenta también debido a los intensos procesos geológicos una fuerte desintegración mecánica que se refleja en un altísimo % de finos en su composición.

De forma general se puede señalar lo siguiente:

- Los minerales de "Mantua" presentan altos % de finos que representan hasta el 40% en peso (fracción - 0.045 mm), con un alto contenido de cobre lo que impide su eliminación al representar un porcentaje alto del cobre contenido en el mineral.
- La compleja Geología del Yacimiento hace imposible la minería selectiva de las Menas, lo que impide su procesamiento independiente.

### **Principales Tecnologías Estudiadas.**

Las principales tecnologías estudiadas para la recuperación de los contenidos de cobre presente en los minerales de este yacimiento se encuentran:

- Lixiviación Agitada.
- Percolación.
- Flotación.
- Intemperismo.



- Cura ácida.
- Disolución a presión.

Así como combinaciones de las anteriores.

Los principales resultados y dificultades han sido los siguientes:

Lixiviación Agitada. La lixiviación en tanques con agitación de los minerales naturales siempre han dado recuperaciones relativamente bajas y solo combinado con otros procesos es posible elevar a niveles aceptables ese indicador. Presenta como desventajas el alto consumo de energía en la agitación y las extensas áreas de sedimentación requeridas para la separación líquido - sólido, debido a la naturaleza arcillosa de estos minerales y a sus altos contenidos de finos.

Percolación. Los estudios de la percolación de los minerales naturales demuestran que la circulación de los licores se efectúa con mucha dificultad, pues la cama mineral es relativamente impermeable debido a la presencia de arcillas y de grandes cantidades de material fino.

Las técnicas actuales de percolación en lotes emplea minerales aglomerados con ácido sulfúrico y agua, para facilitar la percolabilidad de los minerales, pero en el caso de Mantua se comportan de forma similar a los minerales naturales.

Flotación. La flotación de estos minerales siempre ha sido problemática, debido al íntimo entrecrecimiento de los sulfuros con la pirita, a la presencia de cobre soluble que tiende a activar la pirita y otros minerales, lo que impide la obtención de concentrados de alta ley. Se ha empleado combinado con la lixiviación:

- Lixiviación - Flotación de los residuos.
- Lixiviación - Precipitación - Flotación (LPF).

En ambos esquemas los resultados no han sido del todo satisfactorio.

Intemperismo. El relativamente rápido proceso de oxidación de los minerales sulfurosos, característica que siempre se ha tendido a considerar como "negativa", lo interpretamos como un proceso positivo, que se debe explotar para un mejor aprovechamiento de este yacimiento. Con este proceso se logra solubilizar una alta proporción del cobre (> 90 %) presente, en un tiempo que fluctúa entre seis meses a un año y con un gasto mínimo de reactivos. Requiere por otro lado de extensas áreas de almacenaje y un proceso de operación prolongado antes de la primera producción. Se combinaría con un proceso de Intemperismo - Lixiviación.

Cura ácida. Esta tecnología por medio de la aplicación de soluciones fuertemente ácidas y en contacto con el oxígeno atmosférico, tiene como finalidad acelerar el proceso de disolución de los minerales portadores de cobre. Ese tiempo que en el intemperismo es de hasta casi un año, aquí se acorta hasta 30 - 40 días, tiene como inconveniente que el gasto de reactivos es mayor y existe un exceso considerable de ácido en el proceso, que requiere de su neutralización. Se combina también en un proceso de Cura ácida - Lixiviación.

Disolución ácida a presión. Se realiza en autoclaves en presencia de ácido y oxígeno a presión. Se logran altas recuperaciones de cobre en solución. Presenta los mismos inconvenientes de la lixiviación referente a la necesidad de extensas áreas de sedimentación para la separación líquido - sólido. Un esquema combinado de lixiviación atmosférica - flotación - Lixiviación a presión de los



concentrados es el concebido por la Empresa Mixta Minera Mantua S.A. para la explotación de los minerales de alta ley del yacimiento.

Percolación ácida con aditivos. Esta tecnología desarrollada recientemente en el CIPIMM, se probó con éxito a una muestra compósito donde predominan las Menas I y II que son las de mayores % de finos principalmente arcillas. Consiste en aglomerar con ácido sulfúrico concentrado y agua, una mezcla de mineral y aditivos inorgánicos de bajo costo, que propician la formación de pelet resistentes al paso de las soluciones ácidas ó que crean una estructura o distribución de partículas en la cama mineral que facilita la percolación. En las muestras donde se empleó aditivos se logró lo siguiente:

- La resistencia a la compresión de los pelets se incrementó de un 40-60%.
- La compactación de la cama disminuyó a la mitad.
- Los pelets formados al descargarse las columnas están prácticamente intactos.
- La extracción de cobre no se afectó por el empleo de aditivos.
- Disminuyó en un 25% el consumo específico de ácido.
- La velocidad de percolación se elevó hasta 30L/m<sup>2</sup>h sin que las columnas presentarán síntomas de inundación.

Los procesos finales de obtención de los productos de cobre (Back End), a partir del cobre disuelto son comunes a las tecnologías anteriores y son procesos convencionales, entre los que se pueden señalar:

- **Cementación de Cobre:** Se realiza al poner en contacto las soluciones de sulfato cúprico con hierro ó acero metálico. Tiene como ventaja de que es un proceso conocido en Cuba y de relativamente fácil implementación. Desventajas la necesidad de empleo de chatarra de hierro y la obtención de un producto intermedio de cobre, de difícil mercadeo.
- **Extracción por solventes (SX) - Electroextracción (EW).** Es el proceso que más se emplea en la actualidad. Tiene como ventaja que se obtiene cobre electrolítico de amplio empleo en la industria, existe regeneración del ácido gastado. Como desventaja que no se tiene experiencia en el empleo de estos procesos.

### Situación actual.

Los bajos precios del cobre desde finales de los 90 trajo como consecuencia la paralización total de las operaciones de Empresa Mixta Minera Mantua S.A. La situación actual del proyecto es la siguiente:

- Mina. La cantera a desarrollar para la explotación del yacimiento se encuentra a un alto % de ejecución el destape requerido para la explotación de los minerales de cobre, debido al procesamiento del sombrero de hierro para la producción de oro.
- Planta de trituración y aglomeración de minerales. Esta planta se empleo en la extracción de oro del sombrero de hierro y se preveía su posterior empleo en el aprovechamiento de los minerales de cobre de baja ley.



- Áreas de percolación. Se emplearon en el tratamiento de los minerales del sombrero de hierro con lejíjas cianuradas para la extracción de oro.

Con vista a cumplir con el objetivo de este trabajo el aprovechamiento de este yacimiento para la economía nacional las alternativas de mas perspectivas que se analizaron fueron las siguientes:

- Percolación con aditivos – Cementación.
- Intemperismo – Lixiviación - Cementación.
- Cura Acida – Lixiviación - Cementación.

En ellas se aprovechan en un alto % la planta de trituración y aglomeración la que solo requiere facilidades para almacenaje y dosificación del ácido sulfúrico. También se aprovechan completamente las áreas de percolación existentes..

Estas alternativas realizadas con tecnologías cubanas desarrolladas en el CIPIMM, se comparan con los índices globales de la presentadas en el Estudio de Factibilidad del Proyecto Cobre Mantua elaborado por la DAVY INTERNATIONAL .

### Reservas explotables.

Las reservas extraíbles por tipos de menas son las siguientes:

- Mineral de Alta ley (punto de corte > 0.7 % de contenido de cobre).

<u>Tipo de Mena</u>	<u>Reservas explotables (Mt)</u>	<u>Contenido de Cobre (%)</u>	<u>% que representa</u>
- Tipo I	1357.5	4.02	18.0
- Tipo II	3173.6	2.12	42.2
- Tipo III	2994.7	2.86	39.8
<b>TOTAL</b>	<b>7525.8</b>	<b>2.75</b>	<b>100.0</b>

- Minerales de Baja ley (punto de corte < 0.7 % de contenido de cobre).

<u>Reservas explotables (Mt)</u>	<u>Contenido de Cobre (%)</u>
2685.4	0.43

Del total de las reservas calculadas el 92% se clasifican como probadas.

En todas las variantes analizadas con tecnologías cubanas se considero un nivel de explotación de 300 Mt/a de minerales de alta ley lo cual hace que la vida útil del yacimiento se alargue a 25 años.

### Análisis económicos de las variantes.

En los análisis realizados se tuvieron en cuenta las consideraciones generales siguientes para todas las variantes:

- La capacidad de procesamiento de mineral en la planta es de 300 Mt/año.



- La minería debido a ser de igual magnitud, se considera el mismo valor de inversión y de gastos de explotación.
- La vida útil de la mina es de 25 años.
- Se consideró en el flujo de caja de la inversión solo los 10 primeros años de vida útil.
- El análisis de las variantes se realizó en las dos monedas.
- El financiamiento se consideró por crédito bancario en divisas y moneda con tasas de interés de 12 y 6 % respectivamente y tres años de pago con un año de gracia para ambas monedas.
- Se consideró 3 % de Royalty.
- Año de ejecución de la evaluación: Enero 2005. Precio del Cobre: 1.40 USD/lb. Actualmente el precio del cobre esta a mas del doble de ese valor, lo que favorece los resultados.

### Variante de Percolación con Aditivos - Cementación.

#### Descripción del flujo tecnológico.

El mineral de la mina se tritura y se lleva a la aglomeración donde se le dosifica los aditivos, pasando al tambor aglomerador donde se le adiciona el agua y el ácido sulfúrico concentrado requerido.

Los pelets formados se apilan en las áreas preparadas las cuales deben ser suficientes para la capacidad propuesta de 300 Mt/año y después de 48 horas de cura, se comienzan a irrigar con soluciones de ácido sulfúrico de 5-10 g/L de concentración.

Los licores ricos en cobre que salen de los lotes, se almacenan en un estanque y son alimentados a conos cementadores (estos equipos están ociosos y en buen estado técnico en la planta de Sulfometales), donde precipita el cobre al ponerse en contacto con chatarra de hierro ó hierro esponja (en planes prospectivos su producción nacional). El cemento de cobre formado con 75 % de contenido de Cu, constituye el producto final del proceso. Los licores residuales, ricos en hierro, se pueden irrigar en escombreras ó lotes agotados donde se precipita el hierro. Una parte de estos licores residuales se puede emplear en la preparación de las soluciones lixiviantes, regenerando por medio de microorganismos su poder oxidante.

El esquema tecnológico simplificado de esta variante se resume en la figura 1.

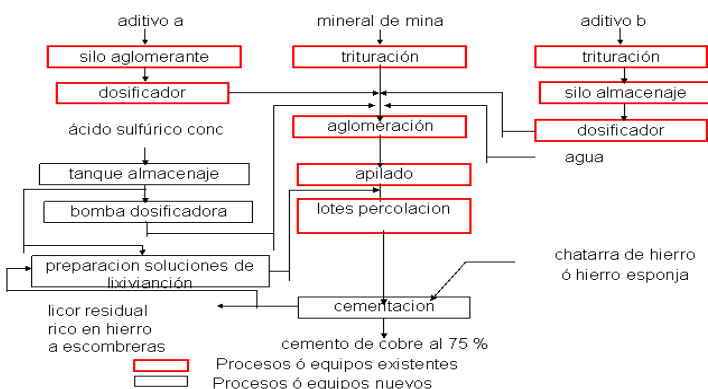


Figura 1. Esquema tecnológico simplificado. Variante: Percolación con Aditivos - Cementación.



Los indicadores técnicos más importantes considerados son:

### **Índices Tecnológicos Fundamentales**

Cap. procesamiento (t/año):	300000	Prod. Cu Contenido (t/año):	5775.0
Cont.de cobre promedio (%):	2.75	Prod. Cemento de Cu (t/año):	7700.0
Tiempo percolación (meses):	10 - 12	Precio Cobre (USD/t)	3100.00
Altura estimada de pila (m):	4 - 6	Precio cemento 75 % (USD/t)	2010.90
Recuperación de Cobre (%):	70.00	Valor de la Prod. (MCUC)	15484.0

Es importante señalar que el nivel de recuperación es conservador, dada las características del mineral (su relativamente rápida oxidación), la posibilidad de empleo de microorganismos (biolixiviación), etc. En la tabla 1 aparecen resumidos los indicadores económicos de cada variante.

Como **Fortalezas** de esta variante pueden señalarse:

- Se emplea la barata tecnología de Percolación Ácida con Aditivos desarrollada en el CIPIMM.
- Es la variante de menor valor de inversión, pues para la capacidad de procesamiento planteada las instalaciones existentes para trituración, aglomeración y percolación de oro se aprovechan integralmente y solo como aspectos adicionales se requiere instalar la parte de cementación de los licores ricos en cobre, donde se emplearían las instalaciones existentes en Sulfometales.
- Es la variante de menor consumo de energía eléctrica.

Como **Debilidades** de esta variante pueden señalarse:

- Es necesario completar el programa de investigaciones.
- Es la variante de menor recuperación estimada de cobre (70.0 %), aunque este aspecto pudiera mejorar considerablemente con la culminación del plan de investigaciones.
- Se obtiene un producto semielaborado (cemento de cobre), que además de un menor valor agregado, su comercialización es más compleja (aspecto común a todas las variantes).
- Para la cementación del cobre se requiere de un material deficitario como es la chatarra de acero, la que sería necesario importar (aspecto común a todas las variantes). También existen planes de producción de hierro esponja para la producción de acero y este es un magnifico material para la cementación del cobre.

### **Variante de Intemperismo - Lixiviación - Cementación.**

#### **Descripción del flujo tecnológico.**

El mineral de la mina se tritura y se deposita en las áreas de percolación que se emplearon en la lixiviación de oro, en una capa de aproximadamente 2 m de altura para que sufran el proceso de intemperismo estimado en 12 meses, pasado el cual, el mineral por medio de un cargador frontal y camiones es llevado a la planta de lixiviación. En el planificación de esta inversión se requiere priorizar las labores de remoción del mineral de las áreas de percolación, el destape que falta del yacimiento y comenzar la extracción del mineral de forma tal que con la puesta en marcha de la planta ya exista mineral con un alto grado de oxidación que garanticen los niveles de producción y





extracción estimados. Su colocación en áreas de percolación permite en caso de lluvias intensas recuperar el cobre soluble disuelto.

El mineral intemperizado con un alto grado de cobre soluble pasa a un tambor lixiviador donde se añade agua, pues en el proceso de intemperismo se genera ácido en cantidades suficientes para garantizar este proceso, en caso de requerirse se adiciona ácido, de las facilidades que tendrá la planta. La pulpa que sale del tambor pasa a través de un trommell donde se clasifica a un punto de corte 1 - 2 mm eliminando la fracción gruesa que va a escombreras, mientras la pulpa que atraviesa el trommell pasa al sistema de separación líquido sólido compuesto por un tanque sedimentador y un sistema de lavado a contracorriente en 5 etapas. Debido a la baja velocidad de sedimentación de estas pulpas se requiere el empleo de flocculantes. LA pulpa espesada producto final del proceso de lavado es enviada a una presa de colas.

Los licores ricos en cobre que salen de la sección de lixiviación y separación líquido sólido se almacenan en un estanque y son alimentados a conos cementadores (estos equipos están ociosos y en buen estado técnico en la planta de Sulfometales), donde precipita el cobre al ponerse en contacto con chatarra de hierro ó hierro esponja (en planes prospectivos su producción nacional). El cemento de cobre formado con 75 % de contenido de Cu, constituye el producto final del proceso. Los licores residuales, ricos en  $Fe^{+3}$  y con una alta acidez deben ser tratados para su recirculación ó para verterse al medio ambiente.

El esquema tecnológico simplificado de esta variante se resume en la figura 2.

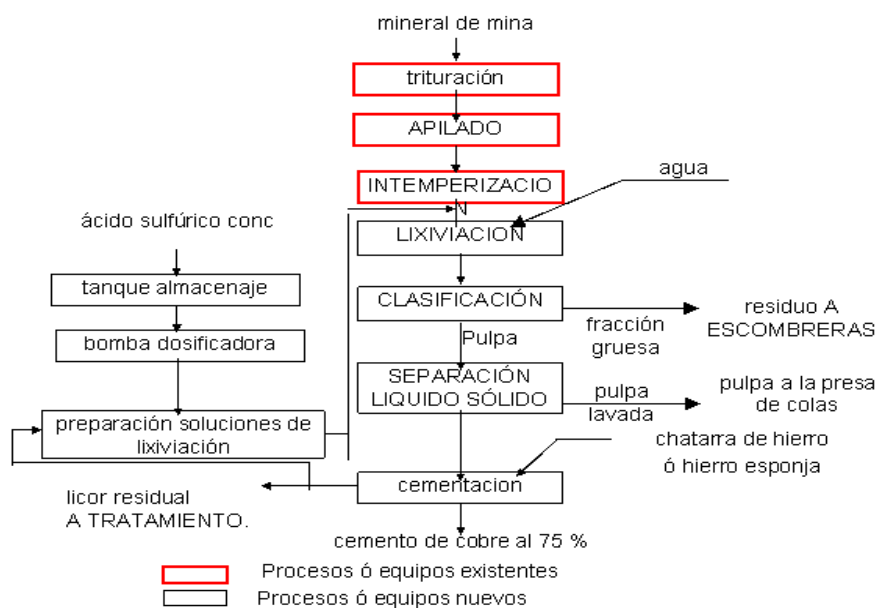


Figura 2. Esquema tecnológico simplificado. Variante: Intemperismo - Lixiviación - Cementación. Los indicadores técnicos más importantes considerados son:



### **Índices Tecnológicos Fundamentales**

Cap. procesamiento (t/año):	300000	Prod. Cu Contenido (t/año):	6600.0
Contenido de Cu prom. (%):	2.75	Prod. Cemento de Cu (t/año):	8800.0
Tiempo intemperismo (meses):	12	Precio Cobre (USD/t)	3100.00
Altura de la pila (m):	2	Precio cemento 75 % (USD/t)	2010.90
Recuperación de Cobre (%):	80.00	Valor de la Prod. (MCUC)	17696.0

Los indicadores económicos fundamentales para esta variante aparecen en la tabla 1.

Como **Fortalezas** de esta variante pueden señalarse:

- Se emplea la tecnología de Intemperismo estudiada en el CIPIMM con muy buenos resultados, donde se aprovecha la característica de la relativamente alta velocidad de oxidación de estos minerales en contacto con la atmósfera.
- Para la capacidad de procesamiento planteada se aprovechan casi completamente las instalaciones existentes para trituración, y percolación de oro.
- Sus gastos de operación son bajos pues es la variante de menor consumo de ácido, debido a la generación espontánea del mismo en el proceso de intemperización.
- Es la variante de mas alto índice de recuperación, en base a los resultados de los estudios realizados.

Como **Debilidades** de esta variante pueden señalarse:

- Es necesario continuar el programa de investigaciones con una duración estimada de un año.
- Requiere de un mayor volumen de inversiones, debido principalmente a lo engorrosa de la separación líquido - sólido.
- Se obtiene un producto semielaborado (cemento de cobre), que además de un menor valor agregado, su comercialización es más compleja (aspecto común a todas las variantes).
- Para la cementación del cobre se requiere de un material deficitario como es la chatarra de acero, la que sería necesario importar (aspecto común a todas las variantes).

### **Variante de Cura Ácida - Lixiviación - Cementación.**

Esta variante es muy similar a la de intemperismo, lográndose acortar el tiempo de oxidación de minerales mediante la adición de ácido sulfúrico concentrado

### **Descripción del flujo tecnológico.**

El mineral de la mina se tritura y se mezcla en un tambor con ácido sulfúrico concentrado, depositándose en las áreas de percolación que se emplearon en la lixiviación de oro, en una capa menor a 2 m de altura para que sufran el proceso de curado estimado entre 30 - 40 días. El medio fuertemente ácido de conjunto al calor generado por la acción del ácido concentrado sobre el mineral y el oxígeno atmosférico incrementa la velocidad de oxidación de los minerales. Su colocación en áreas de percolación permite en caso de lluvias intensas recuperar el cobre soluble que drene.



Transcurrido el tiempo de cura, el mineral por medio de un cargador frontal y camiones es llevado a la planta de lixiviación.

El mineral curado con un alto grado de cobre soluble, pasa a un tambor lixiviador donde se añade agua. La pulpa que sale del tambor pasa a través de un trommell donde se clasifica a un punto de corte 1 - 2 mm eliminando la fracción gruesa que va a escombreras, mientras la pulpa que atraviesa el trommell pasa al sistema de separación líquido sólido compuesto por un tanque sedimentador y un sistema de lavado a contracorriente en 5 etapas. Debido a la baja velocidad de sedimentación de estas pulpas se requiere el empleo de flocculantes. Los pulpa espesada producto final del proceso de lavado es enviada a una presa de colas.

Los licores ricos en cobre que salen de la sección de lixiviación y separación líquido sólido se almacenan en un estanque y son alimentados a conos cementadores (estos equipos están ociosos y en buen estado técnico en la planta de Sulfometales), donde precipita el cobre al ponerse en contacto con chatarra de hierro ó hierro esponja (en planes perspectivas su producción nacional). El cemento de cobre formado con 75 % de contenido de Cu, constituye el producto final del proceso. Los licores residuales, ricos en  $Fe^{+3}$  y con una alta acidez deben ser tratados para su recirculación ó para verterse al medio ambiente.

El esquema tecnológico simplificado de esta variante se resume en la figura 3.

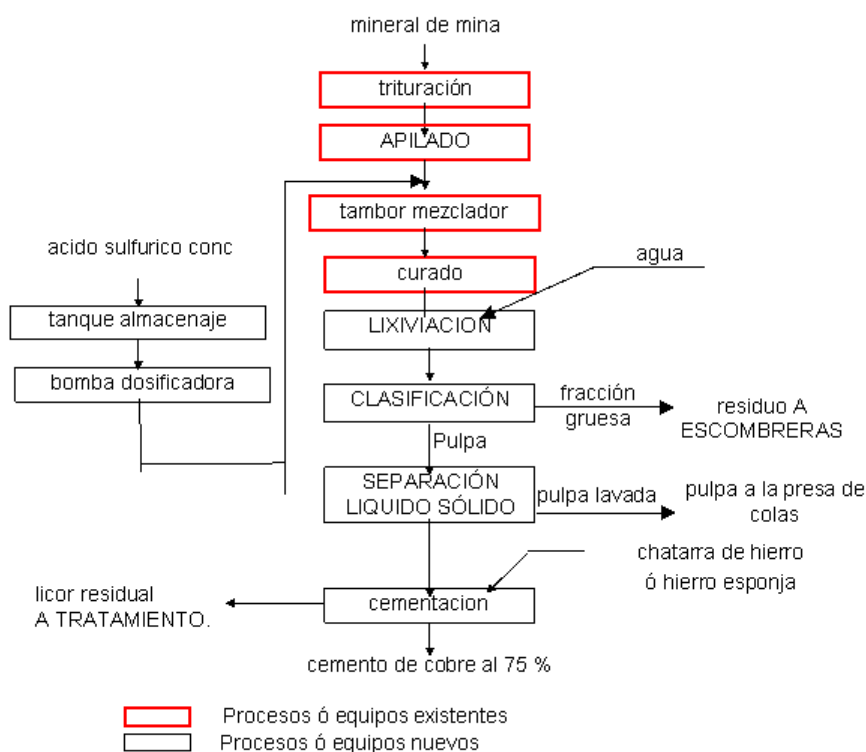


Figura 3. Esquema tecnológico simplificado. Variante: Cura Ácida - Lixiviación - Cementación.



Los indicadores técnicos mas importantes considerados son:

### **Índices Tecnológicos Fundamentales**

Cap. procesamiento (t/año):	300000	Prod. Cu Contenido (t/año):	6435.0
Contenido de Cu prom. (%):	2.75	Prod. Cemento de Cu (t/año):	8580.0
Tiempo de Cura (días):	30 - 40	Precio Cobre (USD/t)	3100.00
Altura de la pila (m):	> 2	Precio cemento 75 % (USD/t)	2010.90
Recuperación de Cobre (%):	78.00	Valor de la Prod. (MCUC)	17253.6

Los indicadores económicos fundamentales para esta aparecen resumidos en la tabla 1.:

Como **Fortalezas** de esta variante pueden señalarse:

- Se emplea la tecnología de Cura Ácida estudiada con muy buenos resultados en el CIPIMM, lográndose acortar por el empleo del ácido sulfúrico el tiempo de oxidación de los minerales.
- Para la capacidad de procesamiento planteada se aprovechan íntegramente las instalaciones existentes para trituración, aglomeración y percolación de oro.
- El programa de investigaciones para las pruebas en escala ampliada es inferior a los seis meses.
- Es una de las variantes con alto índice de recuperación de cobre, en base a los resultados de los estudios realizados.

Como **Debilidades** de esta variante pueden señalarse:

- Requiere de un mayor volumen de inversiones, debido principalmente a lo engorrosa de la separación líquido - sólido.
- Sus gastos de operación son altos pues es la variante de mayor consumo de ácido, debido a los altos consumos necesarios para el proceso de cura.
- Se obtiene un producto semielaborado (cemento de cobre), que además de un menor valor agregado, su comercialización es más compleja (aspecto común a todas las variantes).
- Para la cementación del cobre se requiere de un material deficitario como es la chatarra de acero, la que sería necesario importar (aspecto común a todas las variantes).

### **Análisis de Resultados.**

En la tabla I aparecen resumidos los resultados del análisis económico para las distintas variantes.

Como puede observarse todas las variantes analizadas son positivas (más positivas por supuesto en CUC), aunque se puede señalar lo siguiente:

- La variante de mejor VAN es la de Intemperismo y muy cercana a ella la de Percolación con Aditivos.
- La variante de mejor TIR y Periodo de Recuperación es la de Percolación con Aditivos y muy cercana a ella la de Intemperismo.
- La de menor monto de inversión es la Percolación con Aditivos.
- El valor total de inversión en las variantes analizadas, aunque mucho menor que la inversión planteada por la empresa mixta (capacidades distintas de procesamiento), se ve incrementado por



las inversiones en la minería (similar al de la empresa mixta) y las obras inducidas que representan en el caso del Intemperismo y la Cura Ácida mas de un 40 %, mientras en la Percolación con aditivos representa casi un 60 %.

- La aplicación de las tecnologías estudiadas en el país para el aprovechamiento de los minerales de este yacimiento pueden mejorar considerablemente los indicadores económicos de la inversión planteada por la Empresa Mixta. En un análisis preliminar realizado considerando la aplicación de la tecnología de percolación con aditivos como variante a la compleja tecnología de lixiviación - flotación de residuos - lixiviación a presión de los concentrados de flotación se obtuvo lo siguiente:
  - Disminución de los costos de inversión entre un 25 -30 % del valor estimado en el estudio de la DAVY INTERNATIONAL. Esto significa 10-12 MMUSD.
  - Disminución de los costos de operación entre un 20 -25 % del valor estimado en el estudio de la DAVY INTERNATIONAL. Esto significa un ahorro de 0.12 - 0.15 USD/lb de cobre catódico producido. (5-6 MMUSD/año).

## CONCLUSIONES.

1. Cualquiera de las alternativas analizadas puede ser aplicada para el aprovechamiento de los minerales del yacimiento "Hierro Mantua".
2. Entre las tres variantes analizadas las de mejores resultados son las de percolación con aditivos - cementación y la de intemperismo - lixiviación - cementación, muy similares en sus resultados, por lo que no debe descartarse ninguna hasta un estudio técnico económico de mayor profundidad.

## RECOMENDACIONES.

1. Actualizar la evaluación técnico - económica dados los cambios significativos en los precios del cobre, insumos, equipamiento, etc, en los últimos 20 meses.
2. Poner este documento en mano de los niveles pertinentes para la toma de decisiones, que permitan asimilar, en el menor plazo posible, estos importantes recursos minerales para la economía nacional y paliar los impactos negativos que ha tenido en las regiones de Matahambre y Santa Lucía el decrecimiento de la actividad minera.
3. Tener en cuenta en las investigaciones de producción de Hierro Esponja sus posibilidades de empleo como sustituto de la chatarra de acero en el proceso de cementación.

## BIBLIOGRAFÍA.

- Betejtin, A. Curso de Mineralogía. Segunda Edición. Editorial Mir. Moscú 1970.
- Briceño, Hernan; Trincado, Luis; Arends, Luis. Hierro Mantua Projects. Phase I: Metallurgical Testwork. CIMM, Chile. 1994.
- Cozulín, V. A.; Antoneev, J. V.; Shulzhenko, V. N. Complemento al Informe de E. Muliukov y L. Guzmán yacimiento "Hierro", confeccionado como resultado de los trabajos de Exploración Geológica realizados en este yacimiento durante los años 1971-73 y del estado de la reservas el 1 de marzo de 1973. ONRM. No Inv. 2708. Clasif. O-2374.
- Davy International. Mantua Copper Project. Mantua Feasibility Study. Second Edition. August 1996. Minera Mantua Inc.
- Estudio preliminar de percolación con aditivos de una muestra del yacimiento "Hierro Mantua". CIPIMM. Noviembre 1998. Información No 355.
- García, Graciela; Montejo, Emilio y otros. Investigación Tecnológica del Tratamiento de los minerales del Yacimiento "Hierro Mantua" por Cura Ácida. CIPIMM 1988. I I - 66.



- Hernández, S.; Liz, M y otros. Aplicación del esquema LPF (Lixiviación - Precipitación - Flotación) al mineral de "Arroyo de Mantua". RI-542. CIPIMM 1974-76
- Hernández, Sergio y García Graciela. Tecnología Combinada para la producción de cobre catódico directamente del mineral "Hierro Mantua". RT-562. CIPIMM Feb/1977.
- Hernández Estrada, Sergio. Estado Actual de las Investigaciones Tecnológicas con el mineral del yacimiento "Arroyo de Mantua". CIPIMM. Noviembre 1977.
- Jacanin, M. Beneficio por flotación de la mena de "Arroyo de Mantua". RT-232. CIPIMM 1972.
- Montejo, Emilio; Gala, Teresita y Otros. Análisis de Alternativas para el Aprovechamiento de los Minerales Cupríferos del Yacimiento "Hierro Mantua". Grupo Empresarial GEOMINSAL. Enero 2005.
- Montejo, Emilio; Castellanos, José y Otros. Aprovechamiento de minerales de naturaleza arcillosa por tecnologías propias del CIPIMM. CIPIMM junio 2002.
- Montejo, Emilio. New acid percolation technology with additives for copper clay ores. Proceeding COPPER 2003. Santiago de Chile. Diciembre 2003.
- Montejo, Emilio y Otros. Estudio de Intemperización de los Minerales de Alta Ley del Yacimiento "Hierro Mantua".
- Muliukov, E.M.; Guzman, L.V. Informe de los trabajos realizados en el yacimiento "Hierro", con el calculo de Reservas según su estado para el I-VII-1969. ONRM. No Inv. 70. Clasif. O-2373
- Sherack, A; Liz, M; García, G y otros. Estudio del tratamiento Hidrometalúrgico del mineral de "Arroyo de Mantua". RI-527. CIPIMM 1972.





Tabla I. Resumen de los indicadores económicos de las variantes analizadas

INDICADOR	UNIDAD	VARIANTE			EST. FACTIBILIDAD. DAVY INTERNATIONAL AÑO 1996
		Percolación con Aditivos	Intemperismo	Cura Ácida	
Valor Producción Anual (CUC)	MCUC	15484.0	17696.0	17253.6	* 53917.3
Inversión Total (M. TOTAL)	Mpesos	15571.6	20838.9	21060.6	81800.0
Inversión Total (CUC)	MCUC	13091.9	16892.2	17132.4	81800.0
Inversiones Nuevas en la Planta Proceso (M. TOTAL)	Mpesos	4121.6	9572.9	9715.7	59600.0
Inversiones Nuevas en la Planta Proceso (CUC)	MCUC	3320.6	7231.3	7371.5	59600.0
Costo por peso (M. TOTAL)	Mpesos	0.52	0.43	0.65	* 0.38
Costo por peso (CUC)	MCUC	0.33	0.30	0.40	* 0.38
VAN 12.5 % (M. TOTAL)	MPesos	9172.0	11761.7	2999.9	(para 10 %) 11547.0
TIR (M. TOTAL)	%	29.0	28.2	16.7	15.0
Periodo de Recuperación (M. TOTAL)	años	3.4	3.5	4.3	-----
VAN 12.5 % (CUC)	MCUC	88885.8	100309.1	64224.5	(para 10 %) 11547.0
TIR . (%) (CUC)	%	57.0	52.1	39.1	15.0
Periodo de Recuperación (CUC)	años	1.6	1.9	2.4	-----

\* Actualizados.



Notas:

- La Inversión considerada en el estudio de factibilidad de la DAVY se ve favorecida por una escala mayor de procesamiento (750 Mt/año de minerales alta ley y 1400 Mt/año de minerales de baja ley), lo que conduce a una explotación intensiva del yacimiento cuya vida útil es de 9 años para los minerales cupríferos.
- Las variantes analizadas con tecnologías cubanas solo consideraron en el estudio los primeros 10 años de operación de la mina.

# PROCESOS INDUSTRIALES Y NUEVOS DESARROLLOS DE LA HIDROMETALURGIA DEL COBRE. PERSPECTIVAS PARA LOS MINERALES CUBANOS

**Miguel Cisneros Pestana<sup>(1)</sup>**

(1) Dirección de Negocios GeoMinSal. Calle 13 No. 16 Rpto Chibás, Guanabacoa, Ciudad de la Habana, Cuba, E-mail [cisneros@gms.minbas.cu](mailto:cisneros@gms.minbas.cu)

## RESUMEN

El desarrollo tecnológico alcanzado por los procesos hidrometalúrgicos en el periodo 1990-2006 ha incrementado notablemente su participación en la producción mundial de metales no ferrosos. Los minerales cupríferos por su variabilidad mineralógica e importancia económica han sido objeto de numerosas investigaciones que han transformado rápidamente los esquemas industriales y aportado diversos procesos viables para cada tipo de mineralización.

Cuba cuenta con yacimientos cupríferos y zonas potenciales de interés económico, dados los altos precios actuales y perspectivas de este metal y su creciente necesidad nacional.

Se presentan los principios de las alternativas tecnológicas y los recursos minerales perspectivas disponibles.

## ABSTRACT

The very fast develop of hydrometallurgical process during the period 1990-2006 increased his participation in the non ferrous metals world production. The copper minerals have a very important economical effect, but they are mineralogical complexes and big quantities of research work have been done. There are new technological processes that can be applied to each type of copper ore. As a consequence of the actual high prices of copper, there are several copper ore bodies in Cuba and zones with economical perspective. This report contains the technological process alternatives and avail Cuban deposits.

## INTRODUCCION

El desarrollo tecnológico alcanzado por los procesos hidrometalúrgicos en el periodo 1990-2006 ha incrementado notablemente su participación en la producción mundial de metales no ferrosos. Los minerales cupríferos por su variabilidad mineralógica e importancia económica han sido objeto de numerosas investigaciones que han transformado rápidamente los esquemas industriales y aportado diversos procesos viables para cada tipo de mineralización.

Actualmente hay un gran interés en el tratamiento hidrometalurgico de los sulfuros de cobre al superarse la baja de precios de los metales de los años 80. y se han reanudado los esfuerzos para lograr un proceso hidrometalúrgico que desplace la fundición de los minerales de sulfuro de cobre primarios,

## DESARROLLO

La lixiviación a presión es una alternativa tecnológica sólidamente establecida para el oro, el níquel y minerales de metales base y actualmente operan numerosas plantas de procesamiento. Han aumentado las operaciones que emplean percolación (heap leaching), extracción por solventes y electro recuperación para el tratamiento de sulfuros secundarios, como ejemplo la planta de Mount Gordon que operó por oxidación a presión y lixiviación con hierro férrico en Australia. A partir de los años 90 se han redoblado los esfuerzos para el procesamiento hidrometalúrgico de la calcopirita con varios procesos en desarrollo y aplicación

## LIXIVIACIÓN CON SULFATO FERRICO

SEGUNDA CONVENCION CUBANA DE CIENCIAS DE LA TIERRA, GEOCIENCIAS '2007.  
Memorias en CD-Rom, La Habana, 20-23 de Marzo de 2007

Esta tecnología implica la lixiviación a 80 C y presión atmosférica con inyección de oxígeno para mantener un nivel adecuado de ión férrico. El mineral se muele a 20 micrones y se recupera el cobre por SX/EW con niveles de 90-95 %. El azufre se oxida a sulfato y el hierro y exceso de ácido de la solución se regula con cal. De las colas se puede recuperar oro sin necesidad de remover el azufre. Pero se requiere oxígeno para reducir el tiempo de lixiviación a menos de 24 horas.

La inversión es mucho menor que la fundición y se puede aplicar la tecnología en operaciones reducidas

## PROYECTO SPENCE

Con una inversión de US\$ 1000 millones, el proyecto SPENCE, se ubica en el Desierto de Atacama a 1.700 metros sobre el nivel del mar, cerca de la comunidad de Sierra Gorda, Chile. Las razones que justificaron el megaproyecto señalan que el mercado del cobre proyecta un escenario bastante positivo respecto al futuro, SPENCE viene a suplir la diferencia entre oferta y demanda que se proyecta para los próximos años considerando un crecimiento económico razonable.

El proyecto tiene una capacidad de diseño para producir 200.000 toneladas de cátodos de cobre al año y la vida de la mina será de 19 años, en diciembre del 2006 se produjeron los primeros cátodos de cobre

El proyecto consta de una mina a cielo abierto con la infraestructura asociada, un circuito de trituración de 50.000 toneladas diarias, dos pilas de lixiviación, dos plantas de extracción por solventes (SX) y un circuito de electro-obtención (EW) para la producción de cátodos de cobre.

El procesamiento del mineral del yacimiento, compuesto por sulfuros y óxidos de cobre, se efectúa de forma separada para lograr tasas de recuperación más altas. La lixiviación convencional del mineral oxidado y bacterial del mineral sulfurado, se lleva a cabo en pilas separadas y las soluciones resultantes se envían a dos plantas diferentes de extracción por solventes para luego tratarlas en una planta única de electro-obtención para producir cátodos de cobre.

## MT GORDON

El mineral procesado inicialmente fue calcocita de alta ley (7.5% de Cu) y posteriormente concentrado de flotación. La planta empleó un proceso de lixiviación oxidante a baja presión con solución férrica del mineral molido a 75 micrones. La recuperación final del cobre se lograba por el proceso convencional de SX/EW. La planta era capaz de producir 50 000 tpa de cobre catódico grado A. El costo de operación se movió entre US 30 y 37c/lb

## SEPON

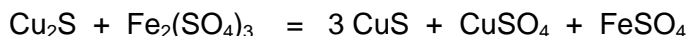
El proyecto se ubica en Laos en un lugar con poca Infraestructura local, el mineral predominante es calcocita en presencia de arcillas, la ley media es de 5.1 % Cu, la planta debe producir 60 000 tpa de cobre grado A con recuperación de 90 %.

El costo de operación se estima en US 40 c/ lb de cobre.

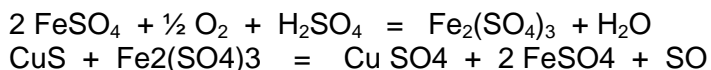
La lixiviación se realiza con sales férricas-ferrosas en solución ácida, pero por el contenido de arcillas el consumo de ácido es muy alto y no disponible, por lo cual se recupera el azufre y la pirita de las colas por flotación y se oxida el concentrado en autoclave con agua, para producir las soluciones lixiviantes para el proceso del cobre

## Principales Reacciones Químicas

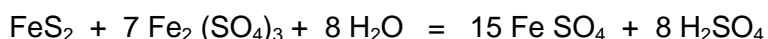
Lixiviación de Calcocita



Conversión férrica



Oxidación de Pirita



## PROCESO ACTIVOX

Es un proceso oxidante a baja presión que opera a unos 100 C, con previa molienda fina 5-10 micrones. En las etapas finales el cobre se recupera por SX /EW, se aplica a calcopirita y calcocita y se recupera oro en los residuos por cianuración. El uso de baja presión disminuye la inversión, se produce azufre elemental, lo que minimiza el consumo de oxígeno y el hierro se precipita mayormente como hematita o goethita, se ha integrado la obtención de oxígeno por PSA, lo que es aplicable en proyectos pequeños.

El proyecto se ejecuta en Australia por Western Minerals Tech.

## PROCESO CESL

Se basa en oxidación a mediana presión a 150 C con cloruro como catalizador, se plantea que procesa concentrados de calcopirita, que se remuelen a 95 % 45 micrones. Se añade una segunda etapa de lixiviación atmosférica para la máxima extracción del cobre. Se concluye con la obtención de cátodos de cobre por SX/EW.

La mayor temperatura evita la molienda ultrafina, mientras se mantiene la producción de azufre y la precipitación del hierro como hematita para un menor consumo de oxígeno.

Se requieren materiales resistentes a la corrosión debido a la presencia de cloruros. El proceso se aplica tanto a concentrados de cobre como de níquel. El capital requerido es la mitad que en la fusión y los costos de operación son menores.

## PROCESO DYNATEC (antigua Sherritt Int.)

Es un proceso a presiones medias que opera a 150 C con molienda fina de concentrados de calcopirita a 90 % menos 25 micrones. El cobre residual se flota del residuo después de remover el azufre y se recircula para lograr la mayor recuperación de cobre. La recuperación de cobre se logra por SX/EW. El oro se recupera de las colas de flotación por medio de la cianuración. La separación previa del azufre reduce el consumo de cianuro. Al procesar calcocita la temperatura de operación se reduce hasta 100 C y se añade carbón para dispersar el azufre fundido.

## OXIDACION A PRESION CON ALTA TEMPERATURA

La lixiviación con alta presión generalmente se corresponde con temperaturas de 200-225 C y recuperación de cobre por SX/EW. Se aplica a concentrados de calcopirita y recuperación de oro por cianuración de los residuos después de ser neutralizados. El azufre se oxida a sulfato que se puede utilizar para lixiviación de minerales oxidados. Como ventaja se señala que no se requiere molienda fina, ni catálisis, sin formación de azufre en los autoclaves o el residuo de lixiviación.



En comparación con la fundición los costos de inversión son menores y los costos de operación también, principalmente si la energía no es costosa. La recuperación de los metales es alta en el orden del 95 %.

## BIO-OXIDACION

La bio-oxidación se efectúa a temperaturas del orden de 35-70 C con diferentes tipos de bacterias en dependencia de la temperatura de trabajo. Los minerales secundarios de cobre como la calcocita se lixivian con bacterias mesófilas a 35-45 C. Para la calcopirita las bacterias termófilas moderadas 45-50 C o las extremas 70-80 C son más efectivas. La molienda ultrafina favorece el procesamiento de los concentrados de calcopirita, aunque se requiere mas consumo de energía y mayor complejidad para separación líquido sólido. El cobre se recupera por SX/EW con altas recuperaciones >90 %. La cantidad de azufre elemental en el residuo depende del grado de oxidación, influyendo en el consumo de cianuro para recuperar el oro. A mayor oxidación a sulfato, más ácido disponible para tratar minerales oxidados asociados, pero mayor gasto energético, asimismo se requiere más caliza para la neutralización y precipitación del hierro de los residuales.

El proceso tiene la ventaja de operar a presión atmosférica, la utilización de oxígeno para aireación es baja. El tiempo de retención depende de la mineralogía pero generalmente es de 4-6 días.

La inversión es mucho menor que en la fundición y el proceso se considera viable para operaciones relativamente pequeñas.

El costo de operación depende del costo de la energía en el área.  
Las tecnologías BacTech/Mintec son ejemplos de estos desarrollos.

## MINERALES CUBANOS

### COBRE MANTUA

Este yacimiento se localiza dentro de un área 5 Km<sup>2</sup>, siendo pizarras negras carbonoso – bituminosas de la Formación Esperanza (J<sub>3</sub> – K<sub>1</sub>) las rocas portadoras principales (87 – 89 % de las menas), estando el resto en areniscas y calizas de la misma unidad litoestratigráfica. El contenido de Cu es de 0,15 – 3,719 %, con 14,88 - 21,82 % de S y 0,08 - 0,72 % de Zn.

La masa principal del yacimiento corresponde a la zona de enriquecimiento secundario. Las menas son masivas y diseminadas, de composición mineralógica compleja. Las reservas de este yacimiento, para mínimo de 0,15 % de Cu, se distribuyen como sigue:

Categoría	Reservas (t)	Cu (%)
Probadas	10 117 000	1,676
Probables	2 392 000	1,303

Los recursos geológicos del yacimiento, totalizan 22 565 000 t

### ANTONIO

Este depósito se localiza en la formación geológica Los Pasos al sureste de Fomento y se clasifica como un depósito de sulfuros masivos. El depósito fue minado superficialmente hace varios años. Según la prospección realizada el cuerpo mineralizado tiene una extensión de 300 m de longitud y 250 m de profundidad con una anchura de 11 m. La mineralización consiste en dos cuerpos de pirita masiva con un sector de enriquecimiento de



calcopirita y esfalerita y menores contenidos de galena y otros elementos metálicos. Están presentes minerales no metálicos como cuarzo, carbonato y barita. Se han inferido recursos minerales del orden de 2.700 kt con contenido promedio de 1.6 % Cu, 3.8 % Zn, 33.6 % S y 20 g/t de Ag.

El depósito consta de capas la superior de pirita con contenido de Cu + Zn de 1 %, por debajo de esta una segunda capa con Zinc y Cobre desde 1 % hasta 12 %. Por debajo de las capas de sulfuros masivos hay una mineralización diseminada con sulfuros.

## **SAN FERNANDO**

El depósito San Fernando se localiza a 13 Km. de Manicaragua en las áreas de la antigua Mina San Fernando, es un depósito de origen volcánico de sulfuros masivos tipo Kuroko con una zona de calcopirita masiva con cobre y zinc y un lecho de escalerita o zona de mineral negro. Los recursos se han estimado en 3600 kt con 1.8 % Cu, 3.3 % Zn y 126 g/t Ag. Hay extensas alteraciones con presencia de clorita –biotita. Extensas zonas de la secuencia volcánica contienen de 5 – 10 % de pirita asociadas con alteración de sericita y fondos de barita.

Las perforaciones y estudios mas recientes demostraron que la mineralización está aún abierta en el rumbo con zonas de alto potencial de acuerdo a mediciones geofísicas en áreas que no han sido perforadas.

## **INDEPENDENCIA**

La zona tiene mas de un Km. de longitud, la mineralización está representada por calcopirita, escalerita y pirita, con la presencia de sulfuro en el 70 % de la masa mineral. Una muestra del sulfuro masivo ha dado contenidos de 3.5 % Cu, 7 % n, 166 g/t Ag y 3 g/t Au. La zona mineralizada a la profundidad de 97 m tiene un espesor de 3m con significativas cantidades de de metal base y oro.

Otra zona mas al sur denominada Independencia Sur ha presentado contenidos de oro de 0.35 y 0.56 g/t .

## **LOS CERROS**

La zona se corresponde con una vieja mina explotada hasta 1959. El depósito está formado por dos lentes de sulfuros masivos con 1-3 m de espesor con longitud de 100m. El contenido de metal fluctúa entre 1 y 6.8 % Cu y hasta 36.3 % Zn

Asociada a esta mineralización existen minerales de silicatos por unos 6 Km. de longitud y 80-100 m de ancho con contenidos promedio de oro de 0.5 g/t.

## **CONCLUSIONES**

El desarrollo de las tecnologías hidrometalúrgicas ha creado un potencial para el procesamiento hasta productos terminados, de minerales oxidados y sulfurosos que anteriormente se limitaban a procesarse para la obtención de concentrados.

Los sulfuros de cobre en la actualidad no requieren costosos procesos inversionistas para su tostación, fusión y refinación lo que limitaba el procesamiento de depósitos pequeños como los existentes en Cuba. La introducción de la biolixiviación en esquemas de lixiviación en pilas también se ha extendido notablemente en los últimos decenios.



Asimismo los altos precios de los metales no ferrosos, en particular del Cobre, hace que podamos esperar un creciente desarrollo de nuestros recursos minerales además del níquel que es nuestro mayor potencial.

## REFERENCIAS

Los datos utilizados proceden de publicaciones de los autores:

Taylor A., Oct 2003 Alta Metallurgical Services

Web Site Dynatec Metallurgical Technologies División

http [www.cesl.com](http://www.cesl.com) Proceso CESL Cominco-CVRD

Dreisinger D, Feb 2006, New Developments in Cu and Ni Hydrometallurgy, JOGMEC, Japan.

Instituto de Geología y Paleontología, Cuba. 2004 Prospección y Exploración de los Depósitos de Sulfuros masivos Formación Los Pasos. Región Central

Lavandero R.M., J.L. Torres, 2004 Fichas resumidas de varios depósitos minerales Instituto de Geología y Paleontología, Cuba



# CARBÓN ACTIVADO Y SU POTENCIAL APLICACIÓN BIOFARMACEÚTICA

**Aramís Fernández<sup>(1)</sup>, Cádiz. A<sup>(2)</sup>, Castillo R<sup>(1)</sup>, Joó. L<sup>(2)</sup>, González I<sup>(1)</sup>, Inocencio J<sup>(1)</sup>.**

(1) Centro de Investigaciones para la Industria minero-Metalúrgica (CIPIMM);

(2) Instituto Finlay.

## RESUMEN

El presente trabajo estudia la influencia del pH y el tratamiento químico del Carbón Activado (C.A.) en el proceso de purificación de plasma sanguíneo humano.

Las fracciones plasmáticas obtenidas se procesaron según metodología establecida por el laboratorio de hemoderivados y sueros del Instituto Finlay, aplicándose para su caracterización métodos químicos de uso común en clínica.

La metodología desarrollada estableció una relación líquido-sólido (Plasma-Carbón Activado) 20:1 utilizando para su contacto un agitador de bandeja marca Janke and Kunkel de procedencia alemana con velocidad de agitación y tiempo regulable, lo que permitió realizar los experimentos de forma comparativa.

En el rango de pH estudiado se evidenció la adsorción de lípidos y hemoglobina, en relación directa con el pH del medio.

Los resultados alcanzados demuestran la factibilidad de aplicación del Carbón Activado en los procesos para la purificación de plasma sanguíneo humano como vía de obtener productos de elevada pureza (albúmina y gamma globulina) para la producción de importantes medicamentos con la consecuente erogación de moneda libremente convertible e ingresos por este concepto.

## ABSTRACT

## ACTIVATED CARBON AND ITS POTENTIAL BIOPHARMACEUTICAL APPLICATION

The present work studies the influence of pH and the chemical treatment of Activated Carbon (A.C.) in the purification process of human blood plasma.

The plasmatic fractions obtained are processed according to the technology established by the blood-derived and serum laboratory from the Finlay Institute, applying chemical methods of normal clinical use for its characterization.

The methodology developed established a liquid-solid relation (Plasma-Activated Carbon) 20:1, using a German Janke and Kunkel tray agitator for its contact. The equipment has variable agitation speed and time can be regulated, which permitted to carry out the experiments in a comparative way.

In the pH levels studied the lipid and hemoglobin adsorption was evidenced, in direct relation with the pH in the media.

The results achieved show the feasibility of applying the Activated Carbon in the purification process of the human blood plasma as a way to obtain products of high purity (albumin and gamma globulin) to produce important medicines which give profits in international currencies.

## INTRODUCCIÓN

El carbón en diferentes formas juega un papel importante en muchas industrias. La mayoría de los tipos de carbones industriales son producidos a partir de materiales carbonáceos que se forman naturalmente, tales como el carbón, turba y madera originados mediante alguna vía por procesos térmicos. Una clase importante de compuestos (carbones) se obtiene como un residuo después de eliminar a los componentes volátiles de un material carbonáceo.



Generalmente su estructura es solo ligeramente porosa, a menos que se haya aplicado un procedimiento adecuado de activación. En ese caso se usa el nombre de carbones activados, denotando materiales con una estructura de poros interna accesible y bien desarrollada [1].

Precisamente, estas características de acuerdo al procedimiento de activación empleado le confieren un área superficial interna que pueden oscilar entre 500 y 1500 m<sup>2</sup>/g, que lo convierten de hecho en un adsorbente por excelencia utilizado en innumerables procesos tecnológicos que abarcan diferentes industrias como la metalúrgica, alimenticia e industria - médico farmacéutica y biotecnológica.

En este último campo, se destacan las aplicaciones mas recientes en los tratamientos de quimioterapia contra lesiones neoplásicas (utilizado como vehículo de citostáticos ) así como en soluciones intravenosas libres de pirógenos y en procesos para la delipidización de plasma sanguíneo como vía de obtener productos de una elevada pureza como son la albúmina y la gamma globulina. Estos aspectos, lo sitúan como un producto que coincide plenamente con las actuales líneas de trabajo de importantes compañías a nivel mundial, lo que puede inferirse si se conoce que el 31% de las ventas netas de la firma Norit responde a carbones activados de estas características.

## MATERIALES Y MÉTODOS.

### Características del producto biológico utilizado.

En la presente investigación se utilizó un pool de plasma homogeneizado procedente del laboratorio de hemoderivados y sueros del Instituto Finlay, a partir del cual se obtuvieron las fracciones plasmáticas de trabajo, cuyas composiciones se exponen en la siguiente tabla:

**Tabla-No. I Composición de las fracciones plasmáticas utilizadas.**

Fracción	Colesterol %	triglicéridos %	Biuret mg/mL	Hemoglobina	pH
Sobrenadante I + II + III	0.4	0.6	55	0.421	5.8
Precipitado V	0.2	0.19	115	0.258	7.0

### Materia prima utilizada para la purificación del producto biológico (fracciones plasmáticas).

El C.A. utilizado es proveniente de una muestra representativa de un lote obtenido a escala industrial.

**Tabla-No. II. Análisis típico del C.A. sin tratamiento.**

Tipo de carbón	Carbono fijo %	Material volátil %	Cenizas %	Indice de melaza %	Indice de iodo mg/g C.A.	pH
CAPN	81.55	8.78	9.67	70	855	9.90

CAPN: carbón activado de producción nacional

### Tratamiento químico del carbón activado

Los ácidos minerales preferentemente usados en los procesos de purificación ó modificación de la naturaleza química de los grupos funcionales de superficie del C.A. son el HCl, el H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> y el HNO<sub>3</sub> [13].



En nuestro caso en particular y con esta doble finalidad, fueron utilizados el HCl y el H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> en el tratamiento de 8 muestras previamente tomadas a partir de una muestra representativa del lote original (ver tabla No.3).

Los parámetros utilizados, fueron los reportados por la literatura [13] y son los siguientes: (para ambos tratamientos).

Temperatura = 0 - 100°C

Tiempo = 1 – 24 horas

Relación líquido/sólido = 3/1

Granulometría 80% bajo 200 mesh      Concentración ácido =1 -10%

**Tabla No. III. Análisis típico de los carbones activados después del tratamiento químico.**

Prueba No.	Carbono Fijo (%)	Material Volátil (%)	Cenizas (%)	Indice Melaza (%)	Indice lodo (%)	pH
P-1*	88.45	7.92	3.63	84	898	<2.8
P-2	84.81	11.02	4.17	80	866	<2.8
P-3	84.35	11.11	4.54	81	938	4.9
P-4	87.96	7.55	4.49	81	913	5.2
P-5	87.71	8.01	4.28	80	894	7.0
P-6*	87.90	8.09	4.10	80	875	4.9
P-7*	88.04	7.62	4.34	83	926	5.2
P-8*	87.49	8.24	4.27	81	908	7.0

- Lavados con ácido clorhídrico.

### Metodología utilizada en la Investigación.

a) Sobrenadante I+II+III

b) Precipitado V (albúmina)

a) A partir del plasma original se prepararon 800 ml de fracción plasmática sobrenadante I+II+III. El volumen total de esta fracción fue dividido en 8 alícuotas de 100 ml cada una para ser utilizada en cada uno de los carbones activados preparados (Ver Tabla No. 3) El pH y composición inicial de esta fracción viene representada en la Tabla No.1. La metodología desarrollada estableció una relación líquido-sólido de 20:1 o sea se pesaban 5 g de carbón activado (base seca) y se adicionaban a los 100 mL de Sobrenadante los que se agitaban de forma simultánea a 100 RPM durante 30 minutos, lo que permitió realizar los experimentos de forma comparativa para un mismo valor de temperatura y tiempo. Transcurrido este tiempo, las muestras eran centrifugadas a 10000 RPM separándose el sobrenadante del carbón activado, el que finalmente se filtraba con membranas de 0.4 y 0.2 µ m respectivamente para su separación total del carbón y ser analizado.

b) Precipitado V. Es el resultado de la continuación del proceso de fraccionamiento plasmático a partir del pool de plasma original hasta la obtención de albúmina.

Del volumen total de albúmina obtenido, se prepararon 3 alícuotas de 100 mL cada una y se ajustaron a pH: 2.5, 3.0 y 4.0 (de un pH=7.0 original) respectivamente. Los mismos fueron tratados de acuerdo al procedimiento descrito con anterioridad para el sobrenadante I+II+III con la diferencia de haber empleado para las albúminas ajustadas a pH: 2.5 y 3.0 el carbón activado clasificado como (P-1) mientras que para la de pH=4.0 se utilizó carbón activado (P-6).



## Equipos utilizados.

Se empleó un agitador de bandeja con velocidad y tiempo regulables marca Janke and Kunkel de procedencia alemana para el montaje de todas las pruebas de forma paralela, facilitando así, el control de las mismas a factores de error externo.

## Desarrollo de la Investigación.

En el transcurso de la investigación se analizó el comportamiento sobre la influencia del pH en la adsorción de lípidos y hemoglobina por carbón activado. Durante la realización de las pruebas se mantuvieron constantes las siguientes condiciones:

Cantidad de carbón activado .....	5 g
Relación líquido-sólido.....	20:1
Granulometría de carbón.....	80 % - 0.074 mm
Volumen de fracción plasmática.....	100 mL
Temperatura.....	Ambiente
Tiempo de agitación.....	30 minutos
Velocidad de agitación.....	100 RPM

## Resultados obtenidos.

**Tabla No.IV Composición final de la fracción plasmática sobrenadante I+II+III después de aplicado el carbón activado.**

Tipo de Carbón	pH final	Colesterol Total (%)	Triglicéridos (%)	Biuret mg/mL	Hemoglobina (%)	pH carbón
Blanco	5.80	0.40	0.60	55	0.421	-
P-1*	5.88	0.20	0.20	50	0.248	<2.8
P-2	5.01	0.19	N.D.	49	0.195	<2.8
P-3	5.85	0.14	N.D.	48	0.266	4.9
P-4	6.00	0.20	0.05	50	0.248	5.2
P-5	6.11	0.30	0.04	50	0.275	7.0
P-6*	6.00	0.20	0.10	48	0.268	4.9
P-7*	6.03	0.08	0.10	48	0.253	5.2
P-8*	6.21	0.08	0.40	50	0.254	7.0

**N.D. - no determinado**

**Tabla No.V. Composición final de la fracción plasmática Precipitado V (albúmina) después de aplicado el carbón activado**

Tipo de Carbón	pH <sub>i</sub> albúmina	Colesterol total (%)	TGC (%)	Biuret mg/mL	HMG (%)	pH <sub>F</sub> albúmina	pH Carbón
Blanco	7.0	0.2	0.19	115	0.258	-	-
P-1	2.5	0.0	0.01	93.08	0.115	2.99	2.8
P-1	3.0	0.0	0.02	93.95	0.100	3.36	2.8





P-6	4.0	0.0	0.02	94.42	0.158	4.38	4.9
-----	-----	-----	------	-------	-------	------	-----

TGC- Triglicéridos

HMG- Hemoglobina

## DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS

Como resultado de los valores obtenidos, es posible inferir, que las experiencias preliminares coinciden plenamente con su referido en la literatura mundial, en relación al proceso de aplicación de carbón activado para la delipidización y eliminación de variados componentes del plasma sanguíneo humano, con vistas, a elevar la pureza de productos precursores para la obtención de medicamentos, como son la albúmina y gamma globulina (esta última no analizada en el trabajo).

En las Tablas que se presentan a continuación pueden observarse los por cientos (%) de eliminación de lípidos y hemoglobina para las fracciones plasmáticas estudiadas.

**Tabla No.VI Valoración cuantitativa en por cientos de eliminación de lípidos y hemoglobina en la fracción plasmática Sobrenadante I+II+III**

Tipo de Carbón	Colesterol (%)	Triglicéridos (%)	Proteínas (%)	Hemoglobina (%)	pH del Carbón
P-1	50.0	66.7	9.1	41.0	2.8
P-2	52.5	N.D.	11.0	54.0	2.8
P-3	65.0	N.D.	12.8	36.9	4.9
P-4	50.0	91.6	9.1	54.0	5.2
P-5	25.0	93.3	9.1	35.8	7.0
P-6	50.0	83.4	12.8	36.4	4.9
P-7	80.0	83.4	12.8	40.0	5.2
P-8	80.0	33.4	9.1	39.7	7.0

**Tabla No.VII Valoración cuantitativa en por cientos de eliminación de lípidos y hemoglobina en la fracción plasmática Precipitado V.**

Tipo de Carbón	Colesterol (%)	Triglicéridos (%)	Proteínas (%)	Hemoglobina (%)	pH del Carbón
P-1	100	94.74	19.1	55.50	2.8
P-1	100	89.48	18.4	61.30	2.8
P-6	100	89.49	17.5	38.80	4.9

Ahora bien, como consecuencia de los resultados que se observan en esta última Tabla y como parte de un procedimiento normal en el procesamiento de los hemoderivados, la albúmina debe ser sometida a un proceso de pasteurización con la final eliminar cualquier tipo de contaminación microbiológica.

En nuestro caso específico, además de constituir un paso obligatorio la pasteurización, la misma está dada con el objetivo de analizar el comportamiento de la albúmina, si realmente está provista de los 2 a 3 moles de ácidos grasos por mol, que la protegen contra la desnaturalización a partir de su contacto con el carbón activado.

**Tabla No.VIII Proceso de pasteurización de 3 muestras de albúmina elevados a pH=7.0**

	30'	40'	60'	80'	100'	120'	140'
--	-----	-----	-----	-----	------	------	------



<b>Alb. sin tratar</b>	-	-	-	+	+	++	++++
<b>Alb. 2.5</b>	+	++	+++	+++	++++	++++	++++
<b>Alb. 3.0</b>	+	+	++	++	+++	+++	++++
<b>Alb. 4.0</b>	-	+	+	+	++	++	++++

+ Ligeramente turbio  
 ++ Muy turbio  
 +++ Muy turbio (mayor grado)  
 ++++ Gelificado

Como era de esperar el proceso de desnaturalización comienza de forma prematura a partir de los 30 a 40 minutos en los casos donde ésta ha sido tratada con carbón activado.

Como consecuencia de la eliminación de los ácidos grasos (2 a 3 moles de ácidos por mol de albúmina) que le confieren un grado de estabilidad a la molécula, ocurriendo por el contrario, un cambio de su punto isoelectrico y afinidad de enlace, provocando una continua transición de la forma nativa al estado desnaturalizado [14]. Por otra parte, podemos observar, que en el caso donde la albúmina no ha sido tratada con carbón activado este estado de transición hacia la forma desnaturalizada comienza a los 80 minutos haciéndose más intensiva a los 120 minutos.

Otros aspectos que pueden ser observados están relacionados con la eliminación hemoglobina, factor éste importante, si se tiene en cuenta que las proteínas del plasma hemolítico son menos estables que las del plasma no hemolítico, implicando una mayor estabilidad del producto final en función de la cantidad de hemoglobina presente, inhibiendo así, la formación de metahemoalbúmina la que puede causar turbidez y precipitado durante el almacenamiento [14].

Otras líneas de consideración, están vinculadas con la disminución de las proteínas (Biuret) en las fracciones plasmáticas estudiadas, como resultado del proceso delipidizante desarrollado con carbón activado y que puede estar asociado a que parte de las proteínas, se eliminan como metahemoalbúmina, en conjunto con otras lipoproteínas no asociadas a la hemoglobina.

Un análisis importante, está relacionado con los tratamientos químicos empleados (HCl y H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>) y que discutiremos a continuación.

**Tabla No.IX Fracción plasmática Sobrenadante I+II+III tratada con ácido clorhídrico (HCl).**

Tipo de Carbón	Colesterol (%)	Triglicéridos (%)	Proteínas (%)	Hemoglobina (%)	pH del Carbón
P-1	50.0	66.7	9.1	41.0	2.8
P-6	50.0	83.4	12.8	36.4	4.9
P-7	<b>80.0</b>	<b>83.4</b>	12.8	<b>40.0</b>	5.2
P-8	80.0	33.4	9.1	39.7	7.0

**Tabla No. X Fracción plasmática sobrenadante I+II+III tratada con ácido sulfúrico (H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>).**

Tipo de Carbón	Colesterol (%)	Triglicéridos (%)	Proteínas (%)	Hemoglobina (%)	pH del Carbón
P-2	52.5	N.D.	11.0	54.0	2.8
P-3	65.0	N.D.	12.8	36.9	4.9
P-4	<b>50.0</b>	<b>91.6</b>	9.1	<b>54.0</b>	5.2



P-5	25.0	93.3	9.1	35.8	7.0
-----	------	------	-----	------	-----

Si nos remitimos a la Tabla No.VI podemos ver que ésta ha sido dividida, (Tablas No. IX y X) para poder expresar y explicar de forma más independiente los resultados obtenidos.

La adsorción de lípidos y hemoglobina en carbón activado tratados con ácidos no muestran una marcada selectividad específica en relación a los reactivos utilizados en

el tratamiento (HCl y  $H_2SO_4$ ) pues en ambos casos inclusive, los resultados obtenidos pueden considerarse de satisfactorios.

Durante el proceso de adsorción en soluciones líquidas se establecen niveles competitivos por los sitios activos entre las diferentes especies de adsorbatos presentes. Estos sitios activos no son iguales, tanto energéticamente como estructuralmente, por lo que de competir dos ó más adsorbatos por un mismo sitio, éstos serán preferiblemente adsorbidos en función del equilibrio hidrofílico/hidrofóbico, que quede establecido entre el adsorbente y el elemento en cuestión, aunque además en este proceso, juegan un papel de gran importancia las propiedades electroforéticas y ácidas de la superficie, lo que pudiera explicar las diferencias existentes en relación a la adsorción resultante entre los diferentes elementos en cuestión (colesterol, triglicéridos, hemoglobina, etc.) de acuerdo al pH del medio y el carbón respectivamente.

## CONCLUSIONES.

1. El pH del medio tiene una influencia significativa y marcada selectividad específica en la adsorción de lípidos y hemoglobina en las fracciones plasmáticas estudiadas. (Sobrenadante I+II+III y Precipitado V).
2. La adsorción de lípidos y hemoglobina en carbón activado tratado con ácidos no muestran una selectividad específica, en relación a los reactivos utilizados en los tratamientos químicos aplicados (HCl -  $H_2SO_4$ ).
3. La aplicación de carbón activado en el Precipitado V afecta los ácidos grasos constitutivos de la albúmina lo que implica la utilización de un preservante que permita mantener la relación ácidos grasos por mol de albúmina establecido y con ello inhibir el proceso de desnaturalización.
4. Los resultados obtenidos se corresponden con los consultados en la literatura mundial, por lo que se considera factible la aplicación de carbón activado en los procesos para la purificación de plasma sanguíneo como vía de obtener productos de una elevada pureza, precursores en la obtención de importantes medicamentos.

## RECOMENDACIONES.

Continuar y extender el estudio sobre la aplicación de carbón activado a las diferentes etapas de fraccionamiento del plasma sanguíneo, profundizando en los mecanismos de adsorción física y química respectivamente.

## BIBLIOGRAFÍA CONSULTADA.



- Wigmans, T., Aspectos industriales de la producción y uso de carbones activados, *Carbón*, Vol. 27, No. 1, PP 13-22, 1989.
- Fernández, A., Rey, C., Robau, A., García, I., y colaboradores. Estudio y programa sobre la aplicación extensiva de carbón activado en la recuperación de reactivos en pruebas de electroforesis en la red nacional de salud pública e instituciones científicas. 1993.
- Rey, C., Adonis, R., Valdés, T., Fernández, A., Sierra, G. Obtención y evaluación de un carbón activado para tratamiento de desechos líquidos radioactivos de IODO<sub>125</sub>, 1995.
- Fernández, A., Castillo, R., Robau, A., Estudio sobre la influencia de la composición gaseosa en la obtención de carbón activado de casuarina y su evaluación. 1987.
- Huang. Chemical interactions between inorganics and activated carbon .
- Cookson, T. J., Adsorption mechanisms: The chemistry of organic on activated carbon.
- Smisek and Cerny. Active Carbon. Manufacture, properties and applications.
- Méndez A.S., Causas, diagnósticos y tratamiento de las hiperlipoproteinemias. 1981.
- Sánchez R. A. Estudio sobre la aplicación de carbón activado en la purificación de plasma sanguíneo humano. Septiembre de 1992.
- Lehninger, L. A. Las bases moleculares de la estructura y función celular. Bioquímica, Edición Revolucionaria, Primera reimpresión, 1981.
- Neuronen, P. J., Kousisto, P., Vapantalo, H., Activated charcoal in the treatment of hipercholesterolaemia. *Eur-J-Clin-Pharmacol.* 1989, 37(3), P 225-30.
- Torkhovskaia, T, Khalilov, E. M., Changes in the levels and composition of lipoproteins and apolipoproteins of blood plasma in patients with ischemic heart disease after hemosorption. *Kardiologia*, Oct. 1989, 29(10), P-60-4.
- Yeshaskel, A., Activated Carbon Manufacture and Regeneration. Noyes Data Corporation Park Ridge New Jersey USA, 1978.
- Cádiz y colaboradores. Características de los lípidos y el colesterol durante el proceso de purificación de la albúmina y la gamma globulina plasmática. *Rev. Cub. Farm.* 14:1, 19.



# CONCENTRADOS DE CAOLÍN Y DOLOMITA. FUENTES MINERALES PARA LA SÍNTESIS POR ARCO ELÉCTRICO DE UNA MATRIZ FUNDIDA PARA FUNDENTES AGLOMERADOS ALEADOS DESTINADOS AL RECARGUE POR SOLDADURA AUTOMÁTICA

**Dr. Rafael Quintana Puchol<sup>1</sup>, M.Sc. Arnaldo Herrera Artiles<sup>1</sup>, Dr. Lorenzo Perdomo González<sup>1</sup>, Dr. Carlos R. Gómez Pérez<sup>1</sup>**

<sup>1</sup>Centro de Investigaciones de Soldadura, Universidad Central de Las Villas, Santa Clara, Cuba.

[rquin@uclv.edu.cu](mailto:rquin@uclv.edu.cu)

## RESUMEN

En el presente trabajo se valora las posibilidades que brinda la composición química de dos concentrados minerales (caolín y dolomita) en el diseño y obtención de una matriz fundida destinada a desarrollar un fundente aglomerado aleado para el recargue por el proceso de soldadura automática sumergida y se expone, además, un nuevo enfoque estratégico de diseñar experimentalmente las características metalúrgicas y tecnológicas dicha matriz empleando como herramientas el diagramas cuaternario de estados del tipo:  $\text{SiO}_2\text{-Al}_2\text{O}_3\text{-CaO-MgO}$ .

## ABSTRACT

In the present paper, the possibilities that offers the chemical composition of two mineral concentrate (kaolin and dolomite) for the design and obtaining of a fused matrix dedicated to develop agglomerated alloyed fluxes for surfacing welding are presented and it is exposed, also, a new strategic approach for the designing of the metallurgical and technological characteristics of this matrix, using as experimental tools the quaternary phase diagrams of the type:  $\text{SiO}_2\text{-Al}_2\text{O}_3\text{-CaO-MgO}$ .

## INTRODUCCIÓN

Es conocido la amplia utilización de los diagramas binarios y ternarios de estado como herramienta estratégica para el confección de formulaciones de masas fundidas con características especiales (escorias, vidrios, etc.) y también en la síntesis de compuestos inorgánicos estequiométricos [1], sin embargo es poco frecuente el empleo de diagramas cuaternarios de estado con el objetivo de obtener matrices fundidas para fundentes aglomerados destinados para la soldadura automática (SAW) [2]. La representación gráfica de un diagrama de estado de cuatro componentes (por ejemplo, de óxidos) se visualiza mediante un tetraedro regular, cuyas cuatro caras son triángulos equilátero, que a su vez constituyen sistemas de estado de tres componentes del tipo Gibbs-Roozeboom [1,3], donde cada una de sus seis aristas expresa un diagrama de concentración para un sistema binario de composición y en sus cuatro vértices se encuentra cada uno de las sustancias simples puras (100%), que a partir de ellas se origina una gran gama de sustancias correspondientes a la multiplicidad de composiciones del sistema tetracomponente. Para un ahorro de espacio y, a su vez, una mayor facilidad de representación gráfica de las fases se emplean abreviaturas referidas a sustancias simples puras, por ejemplo óxidos, y a compuestos más complejos: el  $\text{SiO}_2$  se representa por S,  $\text{Al}_2\text{O}_3$  por A,  $\text{CaO}$  por C y  $\text{MgO}$  por M. En el caso de una sustancia más compleja por ejemplo  $2\text{CaO}.\text{Al}_2\text{O}_3.3\text{SiO}_2$  se escribe de la forma 2C.Al.3S [3].

Es estratégico conocer de cuantos *sistemas parciales* está constituido un sistema de *n* sustancias simples puras. El número de los sistemas parciales (NSP) se determina por la expresión siguiente [2]:

$$NSP = \sum_{i=1}^p \frac{p_i!}{r_i!(p_i - r_i)!} \quad (1),$$

Donde:  $p$  significa el número de sustancias simples puras (p. ej. óxidos) del sistema completo y  $r$  representa el número de sustancias simples puras del sistema parcial en cuestión.

Por ejemplo, un diagrama de estado conformado por un sistema de cuatro óxidos del tipo  $\text{SiO}_2\text{-Al}_2\text{O}_3\text{-CaO-MgO}$  está constituido por la presencia simultánea de varios *sistemas parciales*, cuyo número de estos (NSP) puede determinarse a partir de la fórmula (1). [3].

Es conocido que un fundente aglomerado aleado para la soldadura automática bajo fundente (SAW) está constituido por dos partes fundamentales la matriz y la carga aleante, que se unen mediante un aglomerante (comúnmente vidrio líquido) mediante un proceso de peletización por rodamiento [4,5,6]. En estos tipos de consumibles de soldadura la matriz y la carga aleante se conjugan en sus funciones metalúrgicas formando un par sistémico de composición, responsable principal durante la soldadura automática (SAW) de las composiciones química y física y de las características físico-mecánicas y geométricas del cordón de soldadura [6,7]. Tanto las propiedades metalúrgicas y físicas de la matriz son determinadas por su composición química y por la temperatura que está sometida [5,6,7]. Entre las propiedades metalúrgicas clasifican, en primer orden, el afino del cordón y su protección gaseosa del medio ambiente y entre las físicas: dilatación térmica, capacidad y conductibilidad térmica, permeabilidad gaseosa, viscosidad, densidad, entre otras. No obstante sobre la matriz recaen con mayor fuerza las propiedades tecnológicas del proceso SAW, que se enmarcan fundamentalmente en la estabilidad del arco y morfología del cordón [7,8,9].

Con el objetivo de determinar las relaciones entre los óxidos constituyentes de los compuestos posibles en el tetraedro de composición se conforman secciones binarias (líneas) y ternarias (planos) a través de determinadas zonas termodinámicamente idóneas elegidas del mismo (ver Figura 1a y 2). A partir de ciertas secciones orientadas en determinadas direcciones preferenciales, por ejemplo, a valores constantes de concentraciones de  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{CaO}$  o  $\text{MgO}$  surgen planos de triángulos equiláteros que cortan perpendicular los ejes ternarios de tetraedro (Figura 1.b), pero también pueden conformarse secciones seudoternarias a partir de sistemas (Figura 1.c), que no son paralelas a ningún elemento de simetría cristalográfico del tetraedro. En la Figura 1 se expone los ejemplos de las sesiones antes mencionadas.

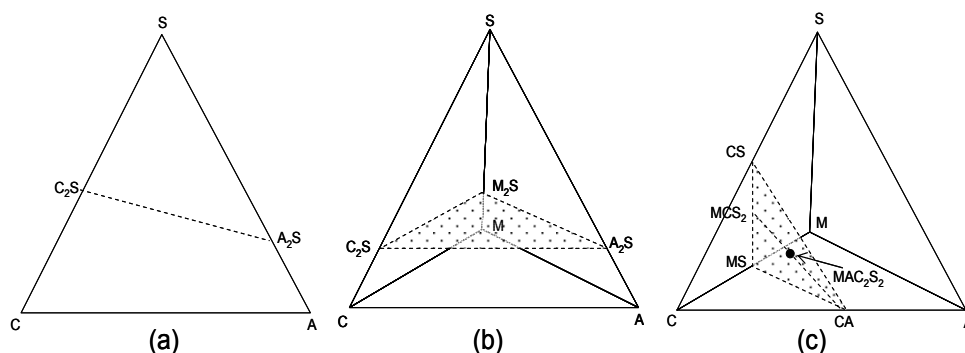


Figura 1: Representación de secciones típicas de un sistema cuaternario insertadas en los elementos geométricos y en el cuerpo de un tetraedro de composición.

a) Sección binaria  $\text{C}_2\text{S-AS}_2$  través de una cara del tetraedro: del sistema ternario C-A-S



b) Sección ternaria  $C_2S-AS_2-M_2S$  seccionando al sistema cuaternario paralelamente al plano CAM y perpendicular a uno de los ejes ternarios del tetraedro, que pasa por el vértice S; cualquier punto en dicha sección el contenido de S es constante.

c) Secciones binaria  $MCS_2-AC$  y ternaria  $CS-CA-MS$  a través de un sistema cuaternario no paralelas a ningún elemento geométrico del tetraedro, mostrando un punto de concentración y la formación del posible compuesto  $MAC_2S_2$ .

Para representar un punto de composición en el cuerpo del tetraedro se indica primero las posiciones de los compuestos posibles de partida en las aristas y/o en las caras del tetraedro (Figura 1.c) y a partir de ellas se conforma el correspondiente íter-espacio binario, ternario o cuaternario en diagrama de estado cuaternario de composición (fases), es decir, se ubicaran las diferentes secciones de compatibilidad más probables termodinámicamente correspondientes a las relaciones molares prefijadas de antemano de los componentes en el sistema cuaternario conformado por caolín y dolomita, tal como se expresa en la Figura 2.

## MATERIALES Y MÉTODOS

El objetivo central de este trabajo consiste en presentar los resultados obtenidos en la síntesis de una matriz fundida con características metalúrgicas y tecnológicas idóneas para desarrollar fundentes aglomerados a partir de la valoración de las posibilidades que brinda el sistema de estado cuaternario  $SiO_2-Al_2O_3-CaO-MgO$  conformado a partir fundamentalmente de mezclas de concentrados de caolín y dolomita cubanos.

En la Tabla 1 se expone la composición química de los concentrados minerales de caolín y dolomita secados a 383 K (110 °C) y calcinados a 1273K (1000°C), que son empleados en la formulación de la matriz fundida. La composición química de estos minerales calcinados sirve para evaluar las posibilidades de conformar mezclas con diferentes relaciones de la suma de los óxidos principales  $(SiO_2+Al_2O_3)/(CaO+MgO)$  y resultando que la suma de estos óxidos se mueve dentro de un diapasón de contenidos entre 93 y 98 % de las masas calcinadas, condición que permite calcular con alto grado de certidumbre las posibles fases formadas dentro de una determinada zona de composición del tetraedro de composición (diagrama de estado cuaternario, Figura 2).

Tabla 1: Composición química en por ciento de los concentrados minerales de partida para la síntesis de la matriz fundida

Óxidos	Caolín seco	Caolín calcinado, 1273K(1000 °C)		Dolomita seca	Dolomita calcinada, 1273 K(1000 °C)	
$SiO_2$	57,62	63,29	<b>92,97</b> <b><math>SiO_2/Al_2O_3 = 2.17417</math></b>	0,84	1,42	<b>98,08</b> <b><math>CaO/MgO = 2.14482</math></b>
$Al_2O_3$	26,5	29,11		0,4	0,68	
CaO	0,01	0,01		38,6	65,46	
MgO	0,51	0,56		18	30,52	
K <sub>2</sub> O	4,21	4,62	<b>7,03</b>	0,03	0,05	<b>1,92</b>
Na <sub>2</sub> O	0,1	0,11		0,04	0,07	
TiO <sub>2</sub>	1	1,1		0	0	
MnO	0,01	0,01		1,00	1,7	
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1,08	1,19		0,06	0,1	
PPI	8,96	0		41,03	0	

Una particularidad intrínseca de las relaciones entre los óxidos principales del caolín ( $SiO_2/Al_2O_3$ ) y los de la dolomita ( $CaO/MgO$ ) es que se mantienen constantes e independientemente de las cantidades de caolín y dolomita que se mezclen formando una

línea recta atravesando el tetraedro, lo que representa una restricción respecto a las posibilidades de conformar una amplia gama de combinaciones en todas las direcciones del volumen del tetraedro de composición (ver Tabla 2 y Figura 2).

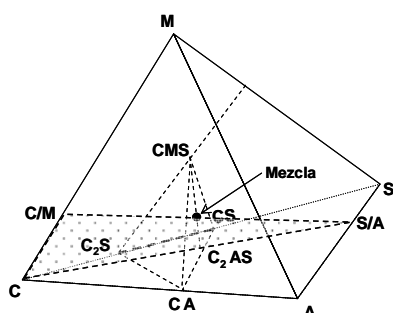


Figura 2: Ubicación en la sección planar de composición ternaria CMS-CS-CA dentro del tetraedro de composición cuaternaria atravesada por la línea de composición caolinita-dolomita (C/M-S/A), correspondiente a todas las formulaciones posibles mezclas de caolín y dolomita.

En la Tabla 2 se exponen todas las composiciones posibles entre estos dos concentrados minerales que conllevan a que las relaciones entre los sumandos ( $\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3$ ) y ( $\text{CaO} + \text{MgO}$ ) describan una recta S/A-C/M, que comienza a partir del punto definido por la relación ponderada ( $\text{S/A} = 68.5/31.50$ ) en el sistema binario  $\text{SiO}_2\text{-Al}_2\text{O}_3$  determinado por la composición del caolín y concluye en otro definido por la relación ( $\text{C/M} = 68.20/31.80$ ) representado por la ponderada de la dolomita, que se encuentra en la arista del tetraedro de composición  $\text{CaO-MgO}$  (ver Figura 2).

Tabla 2: Concentraciones porcentuales de  $\text{SiO}_2$  y  $\text{Al}_2\text{O}_3$  y de  $\text{CaO}$  y  $\text{MgO}$  para diferentes cantidades de caolín y de dolomita calcinados que describen el desarrollo de la recta S/A-C/M en el tetraedro (ver Figura 2)

Concentrado de caolín			Concentrado de dolomita		
Caolín, %-m	S/A = 2,174167		Dolomita, %-m	C/M = 2,144823	
	S, %-m	A, %-m		C, %-m	M, %-m
100	68,49567	31,50433	0	0	0
90	61,6461	28,3539	10	6,820171	3,179829
80	54,79654	25,20346	20	13,64034	6,359658
70	47,94697	22,05303	30	20,46051	9,539487
60	41,0974	18,9026	40	27,28068	12,71932
50	34,24784	15,75216	50	34,10085	15,89915
<b>45,429*</b>	<b>31,1169*</b>	<b>14,3121*</b>	<b>54,571*</b>	<b>37,21835*</b>	<b>17,35265*</b>
40	27,39827	12,60173	60	40,92103	19,07897
30	20,5487	9,451299	70	47,7412	22,2588
20	13,69913	6,300866	80	54,56137	25,43863
10	6,849567	3,150433	90	61,38154	28,61846
0	0	0	100	68,20171	31,79829

Nota: La concentración marcada por \* representa el punto de intersección de la recta S/A-C/M con el plano  $\text{CS-C}_2\text{MS-CA}$ .

Desde el punto de vista termodinámico, otro posible aspecto de referencia para el diseño de la matriz es buscar dentro de las zonas de equilibrio del sistema cuaternario, aquella de composición química y física que menor temperatura de fusión ( $T_f$ ) presenta cerca del entorno de la trayectoria de la recta S/A-C/M con el objetivo de tomarla como criterio de composición química y física para el diseño de la matriz. Entre las posibles se seleccionó aquella que está representada por la relación equimolar de los compuestos siguientes (Formula 2, Tabla 2):

$\text{Mo} + \text{C}_2\text{S} + \text{Ge} + \text{W} = \text{Fusión: } T_f = 1632 \text{ K (1350 } ^\circ\text{C)}, \eta = 0.3 \text{ Pa.s [3]}$   
(2),

Donde: **Mo**: Montecillita,  $\text{CaMg}[\text{SiO}_4]$  (CMS), es un tectosilicato que funde a  $T_f = 1771\text{K}(1478 ^\circ\text{C})$ ; la inserción de iones  $\text{Ca}^{2+}$  en su estructura conduce a un debilitamiento de las fuerzas de unión estructurales.

**Ge**: Gehlenita,  $\text{Ca}_2\text{Al}[(\text{Al},\text{Si})\text{O}_7]$ :  $\text{C}_2\text{AS}$ , es un sorosilicato fusible a  $T_f = 1863\text{K}(1590 ^\circ\text{C})$ ; entre la Ge y **Ak** (Akermanita,  $\text{Ca}_2\text{Mg}[\text{Si}_2\text{O}_7]$ :  $\text{C}_2\text{MS}_2$ ,  $T_f = 1727\text{K}(1454 ^\circ\text{C})$ ; que forman una serie de mezclabilidad ilimitada y presenta un punto de composición  $\text{Ge}_{30}\text{Ak}_{70}$  de mínima fusibilidad:  $T_f$  a  $1673\text{K}(1400 ^\circ\text{C})$ .

**W**: Wollastonita,  $\text{Ca}[\text{SiO}_3]$  o  $\text{Ca}_3[\text{Si}_3\text{O}_9]$ :  $\text{CS}$  o  $\text{C}_3\text{S}_3$ , es un inosilicato que al calentarse a  $1672 \text{ K}(1399^\circ\text{C})$  se transforma ciclowollastonita de alta temperatura de fusión.

**C<sub>2</sub>S**: Silicato dicálcico presenta por lo menos tres modificaciones ( $\alpha$ : alta temperatura,  $\alpha'$ ,  $\beta$ ,  $\gamma$ : baja temperatura), ejemplos de minerales:  $\alpha'$ - $\text{Ca}_2[\text{SiO}_4]$ : bredigita y  $\beta$ - $\text{Ca}_2[\text{SiO}_4]$ : larnita, entre todas estas modificaciones se establecen diferentes equilibrios de transformaciones mutuas a diferentes temperaturas, que al final la modificación resultante más estable ( $\alpha$ ) funde a altas temperaturas:  $T_f \approx 2273\text{K}$  ( $2000^\circ\text{C}$ ).

La composición química, en el sistema cuaternario de los óxidos, que expresa de la ecuación (2) se encuentra registrada en la Tabla 3 así como ponderada al sistema ternario  $\text{SiO}_2\text{-Al}_2\text{O}_3\text{-CaO}$ .

Tabla 3: Composición física y química de compuestos representados en la ecuación (2) y señalando su ubicación en los diagramas cuaternario y ternario en las Figuras 2 y 3.

Óxidos	Composición física y química, %					Composición resultante	
	CS (W)	$\text{C}_2\text{S}$	CMS (Mo)	$\text{C}_2\text{AS}$ (Ge)			
						Cuaternario	Ternario
$\text{SiO}_2$	51.72	34.88	38.46	21.90		34,72	36,96
$\text{Al}_2\text{O}_3$	-	-	-	37.22		14,94	15,90
$\text{CaO}$	48.28	65.12	35.90	40.88		44,28	47,14
$\text{MgO}$	-	-	25.64	0		6,06	100
Mol (g/mol)	116	172	156	274		100	

Tanto la composición química de las diferentes fases enunciadas en la ecuación de equilibrio (2), que se encuentran representadas en el tetraedro de composición (Figura 2) como la que está representada la intersección entre la recta S/A-C/M y el plano SC-CA-CMS se exponen en las Tablas 2 y 3 respectivamente. A partir de estos datos es posible diseñar una estrategia de cálculo para conformar mezclas con distintas proporciones de caolín y dolomita, que al fundirlas sea posible alcanzar una composición química enmarcada por los criterios químicos y físicos anteriormente descritos y que conduzca, a su vez, a una zona física adecuada, que cumpla con las exigencias metalúrgicas y tecnológicas de una matriz fundida para un fundente aglomerado aleado.

A pesar de las restricciones de la composición química de las posibles mezclas de caolín y dolomita (ver Tabla 2) puede conformarse un sistema de óxidos, que presente una temperatura de fusión alrededor de 100 o 200 K ( $^\circ\text{C}$ ) por debajo de la temperatura fusión del acero de bajo contenido de carbón ( $T_f \approx (1723\text{K} (1500 ^\circ\text{C}))$ ), una viscosidad alrededor de 0.2-0.5 Pa.s en ese rango de temperatura y una basicidad (B) superior a 1.2 según la ecuación (3)[4,5], propiedades que son prerequisites fundamentales para la confección de una matriz destinada al desarrollo de un fundente aglomerado aleado.

$$B = \frac{0.018\text{CaO} + 0.025\text{MgO} + 0.006\text{CaF}_2 + 0.014(\text{Na}_2\text{O} + \text{K}_2\text{O}) + 0.007(\text{MnO} + \text{FeO})}{0.017\text{SiO}_2 + 0.005(\text{Al}_2\text{O}_3 + \text{TiO}_2 + \text{ZrO}_2)} \quad (3),$$

Donde: Los óxidos representan los contenidos porcentuales de la mezcla confeccionada o de la matriz obtenida.

Para diseñar la composición química de una mezcla a partir de varios componentes (minerales, concentrados, rocas, mezclas, etc.) se ha desarrollado la fórmula (4) que sirve para realizar el cálculo de las proporciones de los óxidos de una mezcla y se basa en ajustar por pasos a una composición química deseada  $f^*$  de uno de sus componentes, seleccionado previamente como componente base, al que se le modifica su composición química por adiciones sucesivas y alternativas por selección ordenada de los restantes componentes (tributarios intrínsecos de sustancias simples puras: por ejemplo óxidos, elementos químicos, etc.). De esta forma se obtendrán por etapas nuevas mezclas intermedias a las cuales se le repite el mismo procedimiento ajustando el resto de las sustancias simples puras (óxidos) a las composiciones de la zona seleccionada del diagrama de fases. Este procedimiento se repite tantas veces como sea necesario (realizando las adiciones pertinentes), hasta lograr al final el contenido deseado de cada una de las "sustancias simples puras" (óxidos) en la masa total ( $M_T$ ) de la mezcla resultante. En el caso de ajustar un sistema de  $n$  sustancias simples puras u óxidos mediante adición individual de los mismos, solo se deberá ajustar  $n-1$  de ellos, pues el  $n$ -ésimo se ajusta automáticamente por carácter complementario. La contribución másica de las sustancias puras del sistema de composición seleccionado puede referirse a un valor porcentual predeterminado respecto a la masa total de la mezcla, lo cual establece intrínsecamente una relación entre las sustancias simples puras del sistema seleccionado de composición y aquellas que no le pertenecen. En el caso de adicionar realmente sustancias "simples puras" no libres, es decir asociadas por una relación estequiométrica fija en los compuestos químicos o en minerales, el proceso del diseño de la composición química de una mezcla hay que tener en consideración estas relaciones fijas tanto en el compuesto a añadir como en la mezcla o compuesto base a modificar, por lo que hay que tener en cuenta simultáneamente varias consideraciones en el cálculo del ajuste de la composición química deseada en la mezcla resultante.

En resumidas cuentas, la fórmula (4) se emplea para calcular cada adición másica individual y sucesiva tanto de las sustancias simples puras como de composición compleja en el diseño de la composición química de una mezcla final y se expresa de la forma siguiente:

$$m_z^n = \frac{M_T^{n-1} [f_z^*] - m_z^{n-1}}{1 - [f_z^*]}$$

(4),

Donde:

- 1.El supraíndice  $n$  significa el orden (1er, 2do, 3er,... $n$ -ésimo) de la adición de una "sustancia pura" (óxido puro o asociado a un compuesto, subíndice:  $z = i, j, k, \dots$ ) del componente base o de una mezcla inicial; por ejemplo  $n = 1$  se refiere a la primera adición de una de las "sustancias puras" de la mezcla; cuando el supraíndice  $n$  no está indicado, se refiere a la cantidad ( $m_{i,j,k,\dots}$ ) o la concentración fraccional porcentual ( $f_z$ ) iniciales de una "sustancia pura" ( $z = i, j, k, \dots$ ) o a la masa total de la mezcla inicial ( $M_T$ ). Cuando el subíndice es  $n-1$  se refiere al proceso anterior o a la masa total de la sustancia  $z$  de mezcla resultante de la anterior adición  $m_z^{n-1}$ , y en el caso que el supraíndice sea  $n = *$  se refiere al estado final.
2.  $f_z^*$  es la concentración final deseada o de referencia expresada en fracciones de masa de una "sustancia pura" ( $z = i, j, k, \dots$ ) en la mezcla final resultante y se emplea para calcular la masa de la "sustancia pura" ( $m_{i,j,k,\dots}$ ), que hay que añadir a la mezcla anterior ( $n-1$ ) para formar una mezcla resultante con las concentraciones deseadas de cada "sustancia pura" después de su adición ( $n = 1$ ra, 2da, 3ra... $n$ -ésima vez)



3.  $m_z^n$  es la cantidad a adicionar de una "sustancia pura" determinada ( $z = i, j, k, \dots$ ) en el proceso ( $n = 1, 2, \dots$ ) a la mezcla anterior ( $n-1$ ) para ajustar cada "sustancia pura" a las concentraciones deseadas en la mezcla resultante.

4.  $M_T^n$  es la masa total de una mezcla formada por adición de una cantidad  $m_i^n$  (g) de una "sustancia pura" a la masa del componente base o mezcla inicial o la mezcla anterior  $M_T^{n-1}$ .

En la Tabla 3 se expone esquemáticamente la estrategia cálculo en sólo dos etapas el cálculo para el ajuste químico y másico de la formulación de la mezcla a partir de la muestra de inicial (M-1), cuyo cálculo puede realizarse con la ayuda de un sencillo programa Microsoft-EXCEL.

Tabla 3: Estrategia cálculo para el ajuste químico y másico de una mezcla de tres óxidos libres

Estados iniciales de la muestra, $n = 0$				1ra. Etapa 1ra. adición del sustancia (i)		2da. Etapa 1ra. adición del sustancia (j)	
Óxidos	$m_n$ (g)	Conc.		$m_z^n$ (en g), $n=1$ para $z=i$	Conc. modificada	$m_z^n$ (en g), $n=1$ para $z=j$	Conc. modificada
		inicial	final				
(MO) <sub>i</sub>	$m_i$	$f_i$	$f_i^*$	$m_i^1 = \frac{M_T \cdot f_i^* - m_i}{1 - f_i^*}$	$f_i^1 = f_i^*$	$m_i + m_i^1$	$f_i^2 \leq f_i^*$
(MO) <sub>j</sub>	$m_j$	$f_j$	$f_j^*$	$m_j$	$f_j^1$	$m_j^1 = \frac{M_T^1 \cdot f_j^* - m_j}{1 - f_j^*}$	$f_j^2 = f_j^*$
(MO) <sub>k</sub>	$m_k$	$f_k$	$f_k^*$	$m_k$	$f_k^1$	$m_k$	$f_k^2$
Suma	$M_T$	1.0	1.0	$M_T^1$	1.0	$M_T^2$	1.0
Cantidad de sustancia i, j, ... a adicionar de				$m_i^1$		$m_j^1$	

A partir de la masa inicial de una mezcla de partida  $M_T$  o de un componente base y de la suma de las masas adicionadas  $\left( \sum_{n=1}^n m_z^n \right)$  de cada "sustancia pura" ( $z = i, j, \dots$ ) en cada etapa ( $n = 1, 2, \dots$ ) se calcula en la masa total (ecuación 5) y la concentración resultante de cada una de ellas (ecuación 6), que conforma la mezcla final resultante.

$$M_T^n = M_T + \left( \sum_{\substack{z=i,j,\dots \\ n=1,2,\dots}}^{z;n..} m_z^n \right) = M_T + \left( \sum_{n=1}^n m_i^n + \sum_{n=1}^n m_j^n + \dots + \sum_{n=1}^n m_z^n \right)$$

(5)

$$\frac{m_i + \sum_{n=1}^n m_i^n}{M_T}, \frac{m_j + \sum_{n=1}^n m_j^n}{M_T}, \dots, \frac{m_z + \sum_{n=1}^n m_z^n}{M_T}$$

(6)

Cuando se emplean sustancias simples puras aisladas (óxidos) en el ajuste de la composición del componente base constituido por óxidos a una composición deseada, se realiza el proceso cálculo relativamente fácil por etapas de adiciones alternativas y sucesivas de cada óxido que se desea ajustar. Pero en el caso que la sustancia a adicionar contiene unidos más de un óxido a ajustar el proceso de cálculo se complica y frecuentemente no se logra las concentraciones finales previamente seleccionadas.

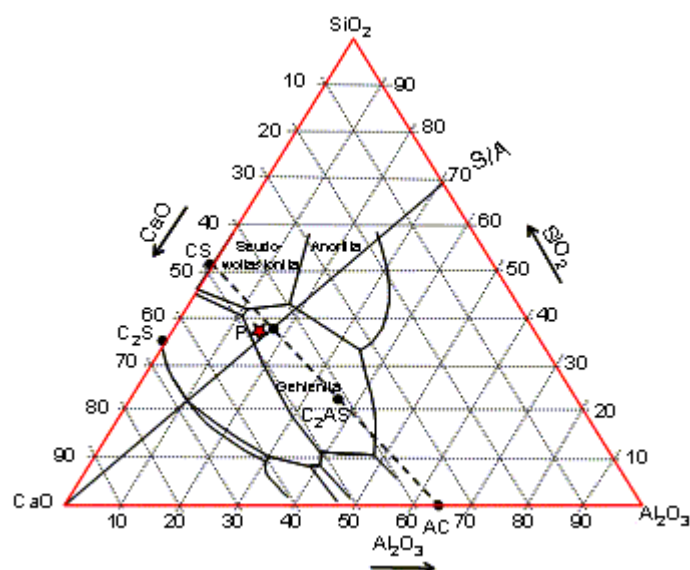


Figura 3: Representación de la proyección de la línea de composición caolín-dolomita por la recta S/A-CaO en la cara del tetraedro  $\text{SiO}_2\text{-Al}_2\text{O}_3\text{-CaO}$ .

Una adicional orientación gráfica en la confección de la composición química de una mezcla de caolín y dolomita para sintetizar una matriz vítrea con las propiedades metalúrgicas y tecnológicas requeridas, puede emplearse los datos de la intersección de la recta S/A-CaO (Figura 3), la proyección de la línea de composición S/A-C/M formada al añadir dolomita al caolín en el tetraedro (ver Figura 2), con la línea CS- $\text{C}_2\text{AS}$  representada en el sistema ternario  $\text{SiO}_2\text{-Al}_2\text{O}_3\text{-CaO}$  e intercepta una sección binaria (Wollastonita-Gehlenita) en el punto: 37.65% de  $\text{SiO}_2$ , 17.32% de  $\text{Al}_2\text{O}_3$  y 45.03% de CaO (ver Tabla 3). Este punto debe representar, a su vez, una de las masas fundidas de composición química y física de posible menor temperatura de fusión a partir de los concentrados caolín y dolomita. Pero al referirse ésta composición a los cuatro óxidos del tetraedro de composición, entonces la concentración de cada uno de los óxidos del punto de intersección toma los valores siguientes: 31.12% de  $\text{SiO}_2$ , 14.31% de  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , 37.22% de CaO y 17.35% de MgO (ver Tabla 2), lo que sirve de referencia en la toma de decisiones para efectuar la síntesis de la matriz a partir de estos concentrados minerales, pero al ampliar esta composición a todos los restantes óxidos que aportan el caolín y la dolomita, entonces los valores porcentuales de estos óxidos debe encontrarse alrededor de los valores siguientes: 30.09% de  $\text{SiO}_2$ , 13.84% de  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , 35.99% de CaO y 16.78 % de MgO (ver Tabla 4).

## RESULTADOS Y DISCUSIÓN

El procedimiento para la confección de una mezcla por adiciones sucesivas y ordenadas de varios componentes se efectúa según el esquema general de la Figura 4.

La secuencia se realiza de manera tal que se alcance, lo más próximo posible, una composición química previamente establecida o deseada  $\bar{f}_{z=i,j,\dots}$  de cada una de las sustancias simples puras ( $z = i, j, \dots$ : óxidos), que conforman un sistema de composición seleccionado, con un mínimo de adición, es decir, se logra obtener una mezcla final ( $M_T$ ) con la menor cantidad posible de masa de caolín y dolomita. Con este procedimiento se obtienen las concentraciones o las relaciones, anteriormente previstas, para cada uno de los óxidos y a la vez se alcanza una cantidad mínima de los restantes óxidos acompañantes no incluidos en el sistema de óxidos establecido.

Los cálculos paso a paso empleando la fórmula (4) para confeccionar la mezcla de caolín y dolomita se exponen en la Tabla 4 y conllevan a que se puede obtener con bastante aproximación la composición representada por el punto de intersección (composición) de las rectas CS-CA y S/A-CaO y el de la composición química expresado por la ecuación (2) definido por P (ver Figura 3).

A partir del recalcu de los datos de las Tablas 1 y 4 se determina que la mezcla, que debe ser sometida al proceso de fusión en el horno de arco eléctrico debe estar constituida teóricamente por 45.43 % de caolín y 54.57 % de dolomita.



Tabla 4: Cálculo por pasos del contenido másico y fraccional de los óxidos en las mezclas intermedias y final de caolín y dolomita.

Intermedias y final de caolín y dolomita.							
Óxidos	Composición química de referencia (%)	Adición de masas por pasos de la dolomita a la caolín (g)		Contenido o másico de la mezcla	Contenido de la mezcla (%)	Contenidos porcentuales calculados de los óxidos ponderados a dos sistemas de referencia en la mezcla	
		1ra.Ad-D (g)	2da. Ad-Dol (g)	Cal-Dol (g)	Cal-Dol	Sistema cuaternario	Sistema ternario
SiO2	31,117	1,289	0,404	64,984	29,689	31,010	37,624
Al2O3	14,312	0,614	0,192	29,914	13,667	14,274	17,320
CaO	<b>37,218</b>	<b>59,265</b>	<b>18,545</b>	<b>77,821</b>	35,554	37,135	45,056
MgO	17,353	27,636	8,648	36,845	16,833	17,581	100
RC	0	1,744	0,546	9,319	04,257	100	
SUMA	100	90.548	28.335	218.883	100		

RC: Resto del Conjunto de los óxidos procedentes del caolín y la dolomita

Se pesa en una balanza técnica digital *SARTORIUS*, con una exactitud de 0.005g, los concentrados minerales caolín y dolomita. La homogenización de una mezcla, de 15.1047 kg con 45.43 % de caolín y 54.57 % de dolomita con una granulometría de <1mm, se realiza en un mezclador rotatorio con paletas internas helicoidales durante dos horas. La mezcla homogenizada se divide en tres partes aproximadamente iguales y son fundidas individualmente en un horno de arco eléctrico con el objetivo de obtener masas vítreas amorfas lo más homogénea en toda su masa tanto química como físicamente y de valorar la reproducibilidad del proceso de síntesis [10]. El horno de arco eléctrico está constituido por un crisol y electrodo de grafito, que es alimentado por una fuente corriente eléctrica de 1000 A (otros detalles ver Figura 5). El régimen de trabajo para fundir la mezcla de composición química diseñada fue de 30 V y 500 A, lográndose cada vez una masa totalmente fundida alrededor de 17 min. La capacidad de trabajo del crisol de grafito es de 2.65 dcm<sup>3</sup> y las temperaturas fueron determinadas por un pirómetro óptico con un 5 -7 % de error y alcanzan valores durante la fusión que oscilan entre 1773K (1500°C) y 1873K (1600°C) [10,11].

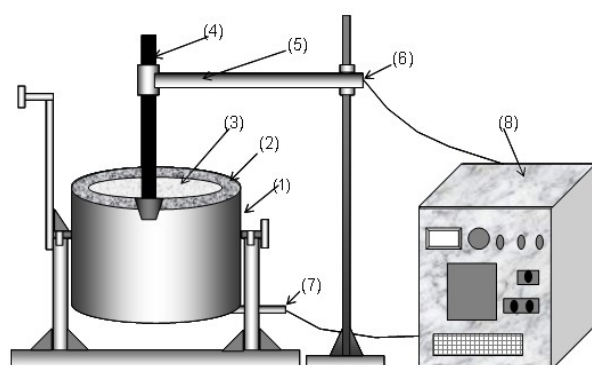


Figura 5: Esquema del horno de arco eléctrico: 1-Revestimiento metálico exterior del horno eléctrico, 2-Aislante térmico, 3-crisol de grafito, 4-electrodo de grafito, 5-porta-electrodo, 6-ánodo positivo, 7-ánodo negativo y 8-fuente de energía eléctrica.

Las masas fundidas a  $\approx 1673$  K ( $\approx 1400$  °C) se vierten individualmente en una piscina de granulación conteniendo un volumen de agua de 35 veces superior a la masa fundida por colada y una temperatura ambiente aproximadamente de 297-300K (24-27 °C). La velocidad de vertido de cada masa fundida es de aproximadamente de 1 litro /min [10,11], obteniéndose tres muestras, que representan en su totalidad 7.179 kg de masa granulada vítrea amorfa con alto grado de fragilidad de fácil trituración. La masa granulada, en su conjunto, es secada en una estufa a 673 K (400 °C)

durante 1 hora y posteriormente es homogenizada y analizada la composición química de tres muestras, cuyos resultados promedios se expone en la Tabla 6.

Tabla 6: Composición química promedio de la matriz vítrea y granulada obtenida por choque térmico y por peletización

por peletización				
Óxidos	Matrices obtenidas			
	Por choque térmico		Por peletización, 673K	
	%m		%m	
SiO <sub>2</sub>	29,53	95,75	33,18	93,38
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	13,59		12,36	
CaO	35,72		32,47	
MgO	16,91		15,37	
K <sub>2</sub> O	2,13	4,25	1,94	6.62
Na <sub>2</sub> O	0,09		2,84	
TiO <sub>2</sub>	0,50		0,45	
MnO	0,94		0,85	
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,59		0,54	
PPI	0		0	
45.43%Caol + 54,57%Dol, B = 1,746			25% vidrio líquido de la masa seca, B=1.541	

Como puede apreciarse en la Tabla 6 la composición química promedio, de tres muestras de la matriz vítrea y granulada por choque térmico de masas fundidas constituidas por 45,43% de caolín y 54, 57% de dolomita, es muy similar a la calculada y expuesta en la Tabla 4, lo que corrobora y valida el conjunto de criterios empleados para los cálculos previos del diseño de la composición química de la masa fundida y la reproducibilidad del proceso de fusión y vertido. También la Tabla 6 contiene la composición química de los pellets obtenidos mediante peletización por rodamiento empleando vidrio líquido como aglomerante [10,12], así como los valores de las basicidades, B (ver más abajo).

Si valoramos estequiometría y termodinámicamente las posibles combinaciones de los contenidos de cuatro óxidos principales de la Tabla 6 se obtiene, fundamentalmente, que de la fase líquida pueden cristalizar en dos posibles fases sólidas: una, la gehlenita con una contribución del 63,74% y posiblemente modificada por la inserción de iones Mg<sup>2+</sup> tendiendo estructuralmente a akermanita, y otra, un ortosilicato de calcio y magnesio del tipo (Ca,Mg)SiO<sub>4</sub> (36,26%) parecido a la montecillita con inserciones de iones Ca<sup>2+</sup> en su estructura .

En todo fundente granulado aleado se hace necesario tener criterios sobre las características metalúrgicas y tecnológicas de la matriz durante el proceso SAW, para lo cual se hace necesario evaluar la influencia del aglomerante y las características granulométricas de la matriz sobre la composición y forma del cordón respectivamente. Para cumplir tales objetivos se realiza una evaluación entre dos tipos de matriz granulada: una pulverizada y granulada por rodadura con vidrio líquido en una peletizadora y otra obtenida directamente de la granulación por choque térmico.

Toda esa masa granulada se homogeniza y se cuarteo, para seleccionar varias muestras que se someterán a un análisis granulométrico tanto a masa granulada obtenida en el proceso de granulación por choque térmico como aquella obtenida por el proceso de peletización por rodadura empleando vidrio líquido con modulo 2,30[4,12].

Después de un proceso de cuarteo se selecciona dos muestras de 200 g de la masa granulada por choque térmico y por peletización. Estas muestras son sometidas a un análisis granulométrico empleando un juego de tamices con un modulo  $\sqrt{2}$  que cumple con los

requisitos impuestos por la ISO (International Standards Organization) [2,4]. Los resultados del análisis granulométrico de las muestras seleccionadas se exponen en las Figuras 7 a y 7 b en forma de curvas sumatoria ascendente y descendente y de frecuencia y los valores por clase en la Tabla 7.

Se selecciona 2 kg de masa granulada vítrea homogenizada y se pulveriza en un molino con bolas de cerámica hasta una granulometría  $< 0.1$  mm. Mediante un spray de suministra el vidrio líquido en forma de pequeñas gotas a la masa de polvo dentro plato en movimiento circular con un ángulo de  $55^\circ$  respecto a la horizontal (ver Figura 6). La composición química del vidrio líquido empleado como aglomerante es de 27.88 % de  $\text{SiO}_2$ , 12.12 % de  $\text{Na}_2\text{O}$  y 60 % de agua y la cantidad de vidrio líquido empleada en la peletización es el 25% de la masa sólida seca de la matriz en forma de polvo [11,12].

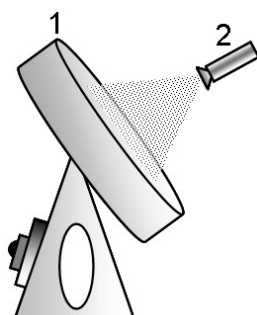


Figura 6: Peletizadora de plato giratorio para el rodamiento de polvos: 1-plato giratorio, 2-spray de vidrio líquido

Después de obtener los pellets son secados a 673 K ( $400^\circ\text{C}$ ) y se tamizan obteniéndose una distribución granulométrica cuyos datos se exponen en la Tabla 7 y Figura 7b. A la población granulométrica de ambos tipos de granos se le determinan los parámetros estadísticos más representativos para efectuar una caracterización granulométrica de los mismos (Tabla 8). Entre estos parámetros estadísticos se encuentran el promedio de

tamaño de grano de la población granulométrica ( $\bar{d} = \sum_{i=1}^n (\%)_i d_i / 100$ ), el Sorteo, ( $S = \sqrt{d_3/d_1}$ )

como criterio de la dispersión del tamaño de los granos, Oblicuidad ( $S_k = (d_1 d_3) / d_m^2$ ) como criterio del predominio de determinadas clases granulométricas dentro de la población de granos y la Mediana ( $Md$ ) como criterio granulométrico de equilibrio másico entre granos finos y gruesos ( $d_m$ ) [2,4]. Los resultados del proceso de tamización expuestos en Tabla 7 sirven para obtener los gráficos de la Figura 7, con los cuales se calculan los parámetros estadísticos que caracterizan la población granulométrica de los dos tipos de granulometría.

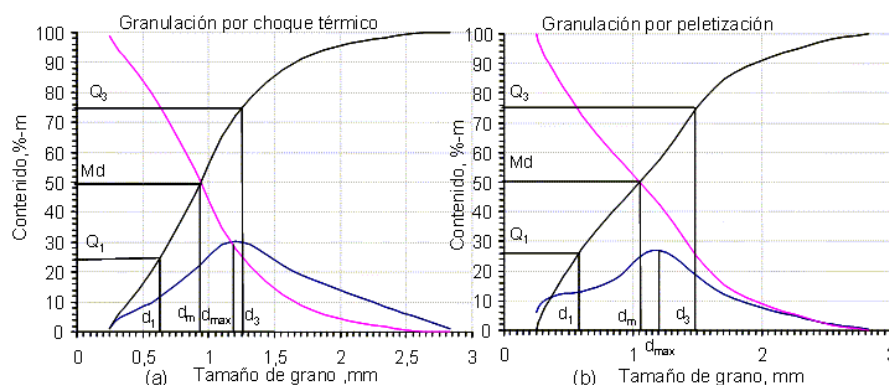


Figura 7. Representación de las curvas sumatorias ascendentes y descendentes y de frecuencia de los análisis granulométricos de de dos muestras granuladas por choque térmico (a) y por peletización (b)

El análisis estadístico comparativo de las poblaciones de granos obtenidos por ambos procesos arroja que éstas presentan un comportamiento estadístico global relativamente sin grandes diferencias. Por ejemplo, el tamaño de grano más abundante ( $d_{max}$ ) para la población de pellets es 1,17mm y para los obtenidos por choque térmico  $d_{max}$  corresponde a 1.20 mm. Entre las diferencias a destacar entre ambas poblaciones de granos se encuentra el tamaño promedio de grano ( $\bar{d}$ ), que es de 24.34 %, es decir que los granos obtenidos por peletización son casi un cuarto más pequeños que los obtenidos por choque térmico. Otra diferencia a señalar, es que, partiendo de una misma cantidad de masa, los granos de pellets presentan una distribución menos homogénea en un 12% que los granos obtenidos por choque térmico, lo que indica que estos últimos podrían compactarse, en la deposición por caída en forma libre sobre una superficie, en un 3% más que los primeros, reduciendo así el aire ocluido entre los granos.

Los dos tipos de granos de la matriz fueron sometidos al proceso de relleno automático por arco sumergido sobre planchas de acero empleando un equipo de la marca alemana MANFELD-VEB acoplado con un cabezal de soldadura, que permite obtener regímenes máximos de soldadura en los límites siguientes: intensidad de corriente  $I_s=1,5$  kA, voltaje de arco  $V_a=100$  V y velocidad de traslación de  $v_s= 5,6$  m.min<sup>-1</sup> con precisiones del orden de los  $\pm 0,5$  A,  $\pm 0,5$  V y  $\pm 0,06$  m.min<sup>-1</sup> respectivamente [12].

Tabla 8: Valores porcentuales de la tamización, de los puntos clave de los gráficos y de los parámetros estadísticos

Clases granulométricas		Valores en % de muestra granulada por choque térmico			Valores en % de muestra granulada por peletización		
Rango	Promedio	Frec.	Asc.	Desc.	Frec.	Asc.	Desc.
>2,83	2,83	1,2	0	100	0,2	0	100
2,83-2	2,415	7,4	1,2	98,8	3,1	0,2	99,8
2-1,41	1,705	19	8,6	91,4	12	3,3	96,7
1,41-1	1,205	30,2	27,6	72,4	27,1	15,3	84,7
1-0,707	0,8535	19,2	57,8	42,2	17,1	42,4	57,6
0,707-0,5	0,6035	11	77	23	13	59,5	40,5
0,5-0,354	0,427	7	88	12	12	72,5	27,5
0,354-0,25	0,302	4	95	5	9,4	84,5	15,5
<0,25	0,25	1	99	1	6,1	93,9	6,1
SUMA		100	100	0	100	100	0
Valores de tamaño de grano (mm)		$d_1 (Q_1)$	$d_3 (Q_3)$	$d_m (Md)$	$d_1 (Q_1)$	$d_3 (Q_3)$	$d_m (Md)$
		0.63	1.25	0.93	0.58	1.49	1.06
Valores de parámetros estadísticos		$\bar{d}$ (mm)	S	$S_k$	$\bar{d}$ (mm)	S	$S_k$
		1.175	1.409	0.911	0.887	1.603	0.769

Nota:  $Q_1$  y  $Q_3$ : primera y tercera cuartiles para los valores 25 y 75 % de masa acumulada respectivamente

Para realizar la evaluación de las características tecnológicas, de la matriz granulada de dos formas, se parte de la selección del régimen de deposición, según recomendaciones de HERRERA [12], por lo que se utilizaron planchas de acero Ct-3 (procedencia rusa, su equivalente A36 en ASTM) de 10 mm de espesor, 150 mm de longitud y 70 mm de ancho y un alambre-electrodo Cb-08 de 1.2 mm de diámetro (procedencia rusa, su equivalente EL8K en AWS-A5.17), empleando un régimen de soldadura de:  $I_s = 200$  A,  $V_a = 25-26$  V y  $v_s = 0.75$  m.min<sup>-1</sup>.

Los criterios cuantitativos y sus indicadores cuantitativos para evaluar los respectivos parámetros tecnológicos del proceso SAW durante la deposición del cordón de soldadura y después de finalizado la misma, empleando los dos tipos de granos de la matriz, se exponen en la Tabla 8.

Tabla 8: Criterios de evaluación del proceso de relleno por SAW mediante indicadores cuantitativos basados sobre rangos de valores de los parámetros tecnológicos observados

Parámetros a observar	valores y criterios sobre los parámetros a considerar	Criterio cualitativo	Indicador cuantitativo
Estabilidad del arco	$\pm 5$ A	excelente	5
	$\pm 10$ A	bien	4
	$\pm 20$ A	regular	3
	$\pm 30$ A	mal	2
Presencia de llamas, humos o gases	Ausencia total de llamas y gases	muy bien	5
	Llama ocasionalmente y humo tenue	bien	4
	aparece la llama persistente con humo	regular	3
	Llama de altura considerable con humo que llega a molestar	mal	2
Desprendimiento de la escoria	Escoria autoseparable	muy bien	5
	Escoria autoseparable (adherida menos del 20%)	bien	4
	Auxiliado con instrumentos ( adherida menos del 60% )	regular	3
	Difícil de desprender	mal	2
Aspecto del cordón	Cordón con ancho y altura uniforme donde se perciba levemente las marcas del proceso de fusión. indicador	muy bien	5
	Se perciben más las huellas o marcas	bien	4
	Se perciben algunas irregularidades en ancho y altura, con marcas en la superficie	regular	3
	Irregularidades significativas, poros o grietas	mal	2

La composición química promedio de alambre electrodo, de las planchas empleadas y de la dos serie de tres cordones, empleando la matriz en los dos tipos de granos, se exponen en la Tabla 9. Durante el proceso de soldadura se observó para los dos tipos de granos una excelente estabilidad de arco, ausencia total de llamas y humo, un buen desprendimiento de la escoria y sobre el cordón se denota ligeramente huellas del recorrido de la soldadura. En todos los cordones no fueron detectados ni grietas ni poros, por lo que el resultando general de la evaluación sobre las características tecnológicas del proceso es superior al valor 4.75, que significa mayor que un 95% de cumplimiento de los requisitos de calidad para un fundente comercial de reconocido prestigio [13].

Tabla 9: Resultados del análisis químico del alambre-electrodo, chapa de acero y de los cordones de soldadura

Materiales empleados en el proceso SAW	Composición química, %-m				
	C	Si	Mn	S	P
Alambre-Electrodo Cb-08, 2 mm	0.10	0.21	0.57	0.05	0.043
Chapa de acero Ct-03	0.17	0.20	0.57	0.053	0.045
Cordón (empleando granos peletizados)	0.073	0.227	0.395	0.021	0.0132
Cordón (empleando granos fundidos)	0.091	0.296	0.437	0.018	0.0121

Un importante criterio sobre el comportamiento metalúrgico de una matriz y/o un fundente se refiere a su actividad química. Las actividades químicas de la matriz o de uno de sus óxidos; en particular de la sílice ( $\text{SiO}_2$ ), se calculan en función de la basicidad (fórmula 3) y vienen dadas según POTATOV [8] y PETROV [9] por las fórmulas (7) y (8) respectivamente.



$$A_f = \frac{(SiO_2) + 0.5(TiO_2) + 0.4(Al_2O_3) + 0.42B^2(MnO)}{100B} \quad (7),$$

$$A_{SiO_2} = \frac{(SiO_2)}{100B}$$

(8).

Donde: Los óxidos entre los corchetes representan sus por cientos en la composición química de la matriz o del fundente y B la basicidad.

La actividad química  $A_f$  de un fundente o matriz es la capacidad que presenta el oxígeno del conjunto de óxidos en estado líquido y gaseoso de interactuar con el baño metálico y puede clasificarse según criterios de POTAPOV [8] en ciertos rangos de valores determinados por la fórmula (7):  $\geq 0.6$ , altamente activa; 0.6-0.3, activa; 0.3-0.1, poco activa y  $\leq 0.1$ , inactiva.

Los granos obtenidos, tanto por choque térmico como por peletización, presentan actividades químicas ( $A_f$ ) de 0,209 y 0,255, respectivamente, y se clasifican entre aquellas que son poco activas, lo que indica que estos granos presentan relativamente poca interacción metalúrgica con el baño metálico y la gota. En caso de valorar la influencia de la actividad química, referida sólo al contenido de sílice ( $A_{SiO_2}$ ) en ambas muestras, Fórmula (8), se observa que los valores son relativamente algo menores que los de las matrices, pero cercanos a las mismas:  $A_{SiO_2} = 0,169$  para los granos obtenidos por choque térmico y  $A_{SiO_2} = 0,215$  para los pellets.

El contenido de silicio en el cordón  $[Si]_{cord}$  depende de varias circunstancias, tanto tecnológicas como metalúrgicas, que concurren simultáneamente en el proceso SAW; entre las metalúrgicas, se encuentra la actividad química con una influencia significativa [5,8,9]. Si mantenemos constante todos parámetros tecnológicos del proceso SAW, entonces la actividad química juega una importancia significativa. La actividad química de las matrices predominantemente aluminosilicáticas presenta una dependencia directamente proporcional con el aporte de silicio que provee la sílice de la matriz en concurrencia con aquel suministrado por el alambre electrodo. La contribución de ambos aportes define el contenido de silicio en el cordón.

El cálculo de los aportes de silicio ( $\Delta Si$ ) en función del contenido de sílice ( $SiO_2$ ) en los dos tipos grano (por choque térmico y peletizado) asociados con el contenido de silicio del alambre son de 0.166 y 0.275%, según la fórmula reportada por POTAPOV [8]:

$$\Delta[Si] = 3[(SiO_2/100)_f - 0.24] \quad (10)$$

La estimación de estos contenidos de silicio en los cordones según criterios de POTAPOV [8] concuerda con aceptable aproximación con los determinados por análisis químicos y registrados en la Tabla 9, lo que sirve también para tener en consideración en el diseño de un fundente aglomerado aleado con una matriz aluminosilicática y una carga aleante multicomponente en base de ferroaleaciones fundamentalmente.

## CONCLUSIONES

a) Partiendo, de los datos la composición química de los concentrados de caolín y dolomita y de las propiedades de las zonas de la gehlenita y gehlenita-montecillita de los diagramas de fases ternarios  $SiO_2-Al_2O_3-CaO$  y cuaternarios  $SiO_2-Al_2O_3-CaO-MgO$  respectivamente, así como de las relaciones entre los óxidos en los puntos seleccionados de esas zonas, permite trazar una estrategia racional y adecuada para, mediante la fórmula (4), conformar una mezcla de caolín y dolomita, que se aproxime a la relación de óxidos  $SiO_2:Al_2O_3:CaO:MgO = 2.269 : 1 : 2.601 : 1.231$  definida por la intersección de la recta S/A-C/M y el plano CMS-CS-



CA (Figura 2) y que representa, además, la menor temperatura de fisión en el entorno de esa intersección.

b) Los granos de una matriz obtenidos, por choque térmico durante el vertido en agua de una masa fundida de 45,43% de caolín y 54,57% de dolomita en un horno de arco eléctrico, presentan, a partir del análisis químico, una relación de óxidos fundamentales de  $\text{SiO}_2:\text{Al}_2\text{O}_3:\text{CaO}:\text{MgO} = 2.172 : 1 : 2.627 : 1.119$  y una composición fásica (63,74% de gehlenita y 36,74% de  $(\text{Ca,Mg})\text{SiO}_4$ ), muy similares a las previstas por los pronósticos de los cálculos y de las zonas elegidas en los diagramas de fases.

c) El análisis estadístico de las granulometrías, obtenidas tanto por choque térmico como por peletización con vidrio líquido, presenta características similares de distribución de la población de los dos tipos de granos, que se corresponden con los rangos que se emplean frecuentemente en el proceso SAW y no tienen influencia sobre la morfología del cordón.

d) Los granos, obtenidos tanto por choque térmico como por peletización con vidrio líquido de modulo 2,30, presentan diferencias en la basicidad (B) y actividad química de la sílice ( $A_{\text{SiO}_2}$ ) que influyen sobre la transición del silicio al baño de soldadura y por tanto en la composición química de los cordones de soldadura, si se mantienen constantes los parámetros tecnológicos del proceso SAW.

## BIBLIOGRAFÍA

- AKBERDIN, A.A. et al. Propiedades físicas de los sistemas fundidos  $\text{SiO}_2\text{-Al}_2\text{O}_3\text{-CaO-MgO-CaF}_2$ . Moscú. Editorial Metalurgia. 1987, 144 pp. (en ruso).
- QUINTANA PUCHOL, R; et al. Algunas consideraciones sobre la influencia de la constitución matricial de los fundentes cerámicos en la composición química del metal depositado mediante la soldadura automática bajo fundentes. Revista de. Minería y Geología, ISMM Moa, Vol. 15, No. 2, 1998. p 69-73.
- HINZ, W. Silicat Lexikon. Editorial Akademie-Verlag, Berlin, 1985, 942 pp. (en alemán).
- QUINTANA PUCHOL, R. et al. Estrategia sobre el desarrollo de fundentes para la SAW a partir de minerales cubanos. II Encuentro Nacional de Gestión Tecnológica. Academia de Ciencia de Cuba. Habana 1993. 5pp.
- FROLOV, B. B. Teoría de los procesos de soldadura. Moscú, Editorial: Escuela Superior. 1988, 558 pp. (en ruso).
- PADGAIETSKI, V. V Y LUBARRIETS I. I. Fundentes para la soldadura y el relleno. Kiev. Editorial. Técnica. 1989, 167pp. (en ruso).
- LANCASTER, J. F. Metallurgy of welding. 5<sup>th</sup> Edition. London. Editorial: Chapman and Hall. 1993, 387pp.
- POTAPOV, N.N. Materiales para la soldadura por arco. Tomo I. Gases protectores y fundentes de soldadura. Moscú. Editorial: Construcción de Maquinaria. 1989. 544pp. (en ruso)
- PETROV. G. L, TUMAREV. A. S. Teoría de los Procesos de Soldadura. Moscú. Editorial: Visshaia Shkola 1967, 389pp. (en ruso)
- GÓMEZ PÉREZ, C.R. Influencia del óxido de titanio en fundentes del sistema  $\text{SiO}_2\text{-CaO-MgO-Al}_2\text{O}_3\text{-CaF}_2\text{-TiO}_2$ . en Memorias del VIII Congreso de Metalurgia y Minerales, IBEROMET-2004(b), Quito, 24-28 de Mayo 2004, 37-45pp.
- PERDOMO G, LORENZO, et al. Procedimiento de obtención simultánea de escoria esponjosa y aleaciones de cromo destinadas a la confección de fundentes aglomerados para la soldadura automática bajo fundente (SAW). Patente concedida por Resolución No 821/2002. No. Solicitud: 1998/080. Certificado No 22793. Clasificación Internacional de Patentes: C22C 33/00, C22C 19/05 (b). 2002. 5pp.
- HERRERA ARTÍLES, A. et al. Obtención y caracterización de matrices fundidas y cerámicas a partir de minerales cubanos para la elaboración de fundentes aleados. Revista Construcción de Maquinaria, UCLV Santa Clara., No. 2. Mayo –Agosto. 1994, 23-29 pp.
- POTAPOV, N.N, VOLOBUIEV, YU.S, KURLANOV, C.A. Sobre la valoración cuantitativa de las propiedades metalúrgicas de los fundentes de soldadura. Revista Construcciones Soldadas, Moscú, No. 10. 1980, 4-16 pp. (en ruso).

## NUEVO PRODUCTO NATURAL COMO SUBSTRATO PARA FILTROS DE TRATAMIENTOS DE AGUAS

**Ing. Orel Pérez García**

*Empresa GeoMinera del Centro. MINBAS. Carretera de Malezas Km. 2,5 Santa Clara, Villa Clara.  
CUBA. Teléfax- 0142 208009 E-mail: [orel@egmc.vcl.cu](mailto:orel@egmc.vcl.cu)*

### RESUMEN

La nueva corriente medio ambientalista que se establece a nivel mundial, exige de todos el cumplimiento inmediato de sus dictámenes. Estos aspectos posibilitan la demanda de un servicio creciente para el tratamiento de las aguas y la mitigación de los impactos ambientales relacionados con los residuales líquidos, principalmente en las aguas para el consumo humano, siendo necesario la construcción de sistemas de tratamientos, donde la filtración es un paso determinante que requiere obligatoriamente de un adecuado sustrato.

Nuestro país se ve obligado a importar a altos costos considerables volúmenes de arena sílice y antracita para ser utilizados con este fin. Nuestros yacimientos de arena sílice no cumplen con los parámetros exigidos por las normas de uso y no disponemos de antracita. El nuevo producto **SUSFILT**, está llamado a sustituir estas importaciones, compitiendo en rendimiento, efectividad y precio con los del mercado internacional.

Se efectuó un estudio coordinado con especialistas de la Empresa de Proyectos de Recursos Hidráulicos de Santa Clara, quienes realizaron todos los cálculos hidráulicos del nuevo lecho, obtenido en la planta de zeolitas "Tasajeras".

El producto presenta una utilización entre 40 y 87 %, muy superior a las arenas tradicionales y otros lechos del mercado, cuyos coeficientes de utilización son inferiores al 25 %, el diámetro equivalente es 0,6 mm. y el coeficiente de uniformidad 1.7.

Está aplicado en varios sistemas de filtros en piscinas de hoteles, potabilizadoras de agua y tratamientos de residuales industriales del café, la ganadería y la agricultura.

### ABSTRACT

The new environmentalist current that settles down at world level, demands from all the immediate execution of its verdicts. These aspects facilitate the demand of a growing service for the water treatment and the mitigation of the environmental impacts related with the residual liquids, mainly in the waters for human consumption, being necessary the construction of systems for treatments, where the filtration is a decisive step that requires obligatorily of an appropriate substratum.

Our country is bound to buy to high costs considerable volumes of silica sand and anthracite to be used for the named purpose. Our deposits of silica sand don't fulfill the parameters demanded by the use norms and we don't have anthracite. The new product SUSFILT, it is called to substitute these imports, competing in yield, effectiveness and price with those of the international market.

A coordinated study was made with specialists of the Empresa de Proyectos de Recursos Hidráulicos de Santa Clara who carried out all the hydraulic calculations of the new substratum, obtained in the zeolites plant "Tasajeras."

The product presents an use between 40 and 87%, very superior to the traditional sands and other basis of the market whose use coefficients are inferior to 25%, the equivalent diameter is 0,6 mm. and the coefficient of uniformity 1.7.

It is applied in several systems of filters in pools of hotels, centers for where drinking water is produced and treatments of residual industrial of the coffee prduction, the cattle raising and the agriculture.

## INTRODUCCIÓN

El desarrollo industrial no controlado y el crecimiento poblacional desmedido, ocasionan serios problemas en las ciudades y poblaciones donde no existe un efectivo sistema para el tratamiento de sus aguas. Es alarmante observar cómo a diario se vierten a las principales corrientes fluviales grandes volúmenes de desechos tóxicos que contaminan los espejos de aguas y el manto freático. Muchos de estos problemas tienen una acción inmediata de impacto ambiental, otros serán nuestros sucesores quienes recibirán el nefasto resultado de tamaña irresponsabilidad.

Ante esto muchas empresas y organismos han centrado su atención a la determinación de los impactos ambientales y líneas de bases, mas pocos están dedicados a la mitigación inmediata de los mismos.

La contaminación ambiental y los cambios climáticos que se están aconteciendo en todo el mundo, han originado en los últimos años una intensa sequía y con ello una notable disminución de nuestras principales fuentes hídricas.

El adecuado aprovechamiento de las aguas y la regeneración del máximo volumen posible de las mismas, constituyen factores muy seguidos por la alta dirección del Estado.

La nueva corriente medioambientalista que se establece a nivel mundial, exige de todos el cumplimiento inmediato de sus dictámenes. Estos aspectos posibilitan la demanda de un servicio creciente para el tratamiento de las aguas y la mitigación de los impactos ambientales relacionados con los residuales líquidos, principalmente en las aguas para el consumo de la población y el turismo. Para lograr esto, se hace necesario emplear los métodos de filtración como un elemento esencial en los tratamientos de aguas, pero no es posible una correcta filtración si no se dispone del lecho filtrante apropiado para ello.

Nuestro país se ve obligado a importar anualmente, a altos costos, considerables volúmenes de arena sílice y antracita para ser utilizados con este fin, pues nuestros yacimientos de arena sílice no cumplen con los parámetros exigidos por las normas de uso y no disponemos de antracita. El nuevo producto SUSFILT, obtenido a partir de zeolitas naturales, está llamado a sustituir estas importaciones, pues compite en rendimiento, efectividad y precio con los que se ofertan en el mercado internacional, además de ser un producto 100 % cubano y con garantías absolutas de entregas en cualquier momento, pues lo tenemos al alcance de las manos en el centro del país.

El principal objetivo que perseguimos es sustituir, en gran medida, los volúmenes de lecho filtrante que se importan para los tratamientos de aguas para plantas potabilizadoras, filtros de piscinas y tratamientos de residuales, a partir de la introducción del nuevo producto SUSFILT, convertirnos en proveedores nacionales y difundir nuestros resultados al mercado internacional.

### **Antecedentes históricos importantes:**

Ya al concluir el primer lustro del presente siglo XXI, la distribución de agua a la población continúa siendo un gran problema para numerosos países en todo el mundo.

Unos 168 millones de personas no cuentan con suministros de agua corriente en sus hogares. El cólera, considerado como una enfermedad del pasado, reapareció en 1991,

afectando a más de 1.5 millones de personas del continente americano y aún no ha desaparecido su amenaza. Millones de familias en todo el mundo (principalmente en Asia, África y América Latina) se abastecen de agua que no cumple las normas planteadas por la OMS.

### ¿Qué elementos contaminan el agua?

**Agentes patógenos:** Bacterias, virus, protozoarios, parásitos que entran al agua provenientes de desechos orgánicos.

**Desechos que requieren oxígeno:** Los desechos orgánicos son descompuestos por bacterias que usan oxígeno para biodegradarlos y cuando concurren poblaciones grandes de estas bacterias, se enrarece el oxígeno del agua, matando así las formas de vida acuáticas.

**Sustancias químicas inorgánicas:** Los ácidos, compuestos químicos de metales tóxicos (Mercurio, Plomo) son causantes del envenenamiento del agua.

**Los nutrientes vegetales:** Cuando estos se mezclan con el agua pueden ocasionar el crecimiento excesivo de plantas acuáticas que después mueren y se descomponen, agotando el oxígeno del agua y de este modo causan la muerte de las especies animales.

**Sustancias químicas orgánicas:** Petróleo, plásticos, plaguicidas y detergentes.

**Sedimentos o materia suspendida:** Partículas insolubles de suelo que enturbian el agua, y que son la mayor fuente de contaminación.

**Sustancias radiactivas:** Son muy peligrosas pues son causantes de defectos congénitos, enfermedades de la piel y cáncer.

**Calor:** El ingreso de agua caliente disminuye el contenido de oxígeno y hace a los organismos acuáticos muy vulnerables.

Para contrarrestar estos peligros se debe realizar el tratamiento de las aguas para el consumo. Los tratamientos de agua tradicionales implican el uso de los más diversos métodos:

**Aireación**  
**Floculación**  
**Sedimentación**  
**Filtración**  
**Ataques con bacterias**  
**Ozonificación**  
**Cloración**  
**Empleo de resinas sintéticas**  
**Carbón activado**  
**Otros.**

Cada método tiene sus lados positivos y negativos, por lo que es tendencia la combinación de ellos para lograr un buen resultado, donde casi siempre está presente la filtración.

## MATERIALES Y METODOS

Tomemos como ejemplo de la factibilidad y ventajas de la utilización del SUSFILT, al proceso llevado a cabo en la construcción de una importante planta potabilizadora en el centro del país: Una vez que ya se encontraba construida en obra la parte estructural del floculador sedimentador del primer módulo de tratamiento de la Planta Potabilizadora Tanque Autopista de Santa Clara, de acuerdo al proyecto original, se decidió por la parte inversionista reconvertir los sedimentadores a sedimentadores de alta carga, aumentando su capacidad de tratamiento de 300 a 450 L/s y así eliminar un módulo de tratamiento, para lo cual era necesario cambiar también los dispositivos de filtración de filtros rápidos autolimpiantes a filtros rápidos bicapas, de retrolavado con bombas.

Para dar cumplimiento a esta variante se efectuó un estudio coordinado con especialistas de la Empresa de Proyectos de Recursos Hidráulicos de Santa Clara, liderados por el Ing. Karel Águila Nicolau, quien realizó todos los cálculos hidráulicos del nuevo lecho propuesto por nosotros, sustituyendo el de arena sílice y antracita por uno formado por varias capas de zeolita natural obtenida en la planta de zeolitas del yacimiento "Tasajeras".

### Datos y parámetros de trabajo de los filtros tomados como ejemplos:

Especificaciones	Gastos de Entrada	
	Q Promedio	Q Máximo
Cantidad de celdas (u)	12	12
Área total (m <sup>2</sup> )	288	288
Velocidad de filtrado (m/h)	11,25	13,63
Gastos de retrolavado (l/s)	230	230
Expansión en el lavado (%)	20	20
Carrera de filtración (h)	24 a 72	24

### Tecnología tradicional:

Según estaba previsto en el proyecto inicial, el filtrado se realizaría, al pasar el agua a través de un lecho mixto de 90 cm de espesor, con una capa de arena sílice de 60 cm de potencia y diámetro equivalente  $d_{10} = 0,60$  mm y con otra capa superior de antracita de 30 cm y diámetro equivalente  $d_{10} = 0,80$  mm. El lecho estaba calculado para una carrera de filtración de 24 h y una calidad de agua a la salida inferior a 0,5 mg / L de sólidos suspendidos.

### Disposición del lecho filtrante como estaba previsto para cada celda.

Material	Espesor (cm.)	Volumen de una celda (m <sup>3</sup> )	Volumen total (m <sup>3</sup> )
Antracita $d_{10} = 0,8-1,0$ mm.	30	7,2	84,4

<b>Cu menor 2,0</b>			
Arena sílice <b>d<sub>10</sub>=0,6 mm.</b> <b>Cu menor 1,7</b>	60	14,4	172,8
Arena sílice <b>(2 a 2,8) mm.</b>	10	2,4	28,8

## Principales parámetros a considerar:

### ( Parámetros generales ).

Todo material usado como material filtrante se somete a un proceso previo de tamizado de selección y lavado a partir de determinados parámetros fundamentales, varios de estos parámetros se explican y discuten brevemente a continuación, para luego determinarlos para la fracción en cuestión.

### Diámetro efectivo (d<sub>10</sub>)

Es la apertura del tamiz que permite el paso del 10 % de material tamizado y determina en gran parte la calidad del filtrado, representando el parámetro más usado a lo largo de toda la teoría de la filtración y el retro lavado.

### Coefficiente de uniformidad (Cu)

Es la relación entre las aperturas de tamiz correspondiente a los porcentajes 60 y 10, de la curva de granulometría. El Cu será mayor que 1,2 y menor que 1,8. La literatura refiere diversos valores en el límite máximo de este parámetro y se realiza su calculo con el 80 % de igual modo.

### Forma de los granos.

Pueden ser angulosos (material triturado), o redondeados (arena de río). Se recomienda que no posea más de un 30 %de partículas planas.

### Tipo de material.

Generalmente se emplea arena sílice con más del 98 % de Si O<sub>2</sub>, debiendo ser un material de granos duros, libre de arcilla, limo, polvo, y materia orgánica. El peso específico será de 2,65.

### El LITOSAND como producto comercial:

Primeramente se consideró la utilización del LITOSAND como lecho filtrante en estado natural, tal y como es suministrado por la fábrica de zeolitas de Tasajeras, en San Juan de los Yeras.

### Análisis granulométrico del LITOSAND

<b>Fracción granulométrica</b>	<b>D<sub>10</sub> (mm.)</b>	<b>D<sub>60</sub> (mm.)</b>	<b>Cu</b>
0,4 a 3,0 mm.	0,5	1,6	3,2

De acuerdo a un diámetro equivalente de 0,6 mm y con el Cu de 1,7 recomendados en el diseño para el material filtrante, se determinaron los parámetros de aprovechamiento para la fracción.



El coeficiente de uniformidad Cu resultante indica que no tiene la uniformidad necesaria para ser colocado como material filtrante, sin antes someterlo a un proceso de tamizado. Por otra parte, el diámetro equivalente o D<sub>10</sub> resulta inferior al valor necesario para ser usado en la planta potabilizadora, por lo que se requiere de un proceso secundario para lograr la fracción granulométrica más idónea para que el lecho filtrante cumpla con los parámetros exigidos por el proyectista. Esto dio lugar al surgimiento del nuevo producto SUSFILT, obtenido de una forma muy simple en la misma planta de zeolitas "Tasajeras".

## RESULTADOS

Mediante procesos de separación granulométrica adicionales, logramos obtener el nuevo producto SUSFILT, el cual presenta entre 0,45 y 1,2 mm. de diámetro entre sus partículas y responde al comportamiento de los parámetros hidráulicos según la tabla siguiente:

### Comportamiento de los parámetros Hidráulicos.

Fracción Inicial (mm.)	D <sub>10</sub> (mm.)	D <sub>60</sub> (mm.)	Cu	% muy fino	% muy grueso	D Mínimo (mm.)	D Máximo (mm.)	% Utilizable
0,4 a 3,0	0,6	1,02	1,7	1,3	47	0,45	1,2	40

### Posibilidades de uso como medio filtrante:

Para el retro lavado se calculó la expansión provocada por la velocidad de lavado prevista que es de 35,0 m/h, la cual provoca una expansión del 22 % para la arena y del 20 % para la antracita en el diseño de los filtros. Teniendo en cuenta el peso específico de la zeolita y la granulometría propuesta, resulta que la expansión para la capa de zeolita se dispara hasta el 43 %, pues este material resulta mucho más ligero que la arena.

Este cambio en la expansión provoca que ocurra una superposición entre la antracita y la zeolita, lo que se denomina en la literatura como **interfase**, la cual conlleva a una interferencia en la expansión de la antracita por parte de la zeolita de un 70,0 %, valor extremadamente elevado, pues se recomienda que solo alcance entre un 10 y en 15 %.

Estos valores de interfase tan elevados provocan mezcla de los dos materiales una vez terminado el retro lavado, alterando así las condiciones normales de filtración y disminuyendo la eficiencia de remoción a todo lo largo de la carrera de filtración. Por la razón expuesta anteriormente no es posible realizar la sustitución de la arena por zeolita y mantener los otros componentes del lecho. Quedó demostrado que siempre que se emplee el nuevo producto SUSFILT es necesario la sustitución completa de los demás componentes y utilizar en su lugar fracciones granulométricas graduales hasta formar una sucesión en forma de dren.

### Cálculo del espesor del lecho:

Tuvimos en cuenta diferentes cálculos de espesores equivalentes de las partículas para conocer la potencia necesaria del lecho filtrante a instalar en los filtros según la tecnología existente en cada caso. Tomamos como D<sub>10</sub> máximo para estos casos los diámetros equivalentes de 0,8 y 0,9 mm., se aplicó la teoría de la filtración para calcular

el espesor del lecho filtrante necesario, así como la expansión resultante durante el retrolavado.

#### Resultados de la expansión del lecho.

Diámetro (mm.)	Espesor del lecho (mm.)	Expansión (%)
0,8	1,0	23
0,9	1,25	16

El diámetro de 0,9 mm. demanda un espesor extremadamente grande, además la expansión que se logra es de solo el 16 %, muy por debajo de los valores recomendados.

El diámetro de 0,8 mm. demanda un espesor de 1 m el cual pudiera ser colocado en los filtros, pero no se recomienda colocar un espesor tan grande solo retro lavando con agua, y con solo el 23 % de expansión, esto provocaría que el lavado resultara insuficiente y no se realice homogéneamente, llevando a la formación de bolas de fango y a la obstrucción progresiva del lecho. Para grandes espesores de lecho se recomienda la utilización de retro lavado combinado secuencial con aire y agua, de manera que el aire ayude a desprender adecuadamente la materia retenida durante la filtración al separar los granos del lecho, por lo que se podría colocar un lecho homogéneo de SUSFILT de 0,8 mm. de espesor retro lavando con aire y agua.

## CONCLUSIONES

1. Las zeolitas naturales pueden usarse como lecho filtrante, con aplicaciones muy específicas en la remoción de metales pesados y en tratamientos terciarios de aguas servidas, de igual manera pueden emplearse en tratamientos convencionales de plantas potabilizadoras.
2. La zeolita del yacimiento de Tasajeras en Villa Clara, en la fracción de 0,6 a 1,2 mm, puede ser usada como un inmejorable lecho filtrante para las plantas potabilizadoras y los sistemas de filtros de piscinas.
3. El LITOSAND no tiene la uniformidad necesaria para ser colocado como material filtrante sin antes someterlo a un proceso de tamizado y selección, lo cual da lugar al surgimiento de un nuevo producto.
4. Dicho producto presenta valores elevados de aprovechamiento para las granulometrías típicas de filtración, reportando de 40 al 86 % de utilización.
5. El uso de la zeolita en filtros con lecho mixto, provoca la mezcla de los materiales una vez terminado el retro lavado, alterando así las condiciones normales de filtración.
6. Para una proyección similar a la potabilizadora "Tanque Autopista", solo es posible la sustitución del lecho tradicional de arena y antracita colocando un lecho homogéneo de zeolita de 0,8 mm. de diámetro equivalente, y pasando a retro lavado combinado con aire y con agua.
7. Con la aplicación de la tecnología de filtración con zeolitas para el tratamiento de aguas, está comprobado que se alcanzan los siguientes resultados:

- Reducción del contenido de NH<sub>4</sub>.
- Reducción de metales pesados.
- Reducción de color.
- Disminución de la dureza.
- Eliminación de los SST.
- Reducción de la conductividad.
- Remoción de grasa y aceites.
- Reducción de los fosfatos totales.
- Eliminación de los contenidos anómalos de bacterias coliformes.
- Control del PH a valores muy cercanos a la neutralidad.

#### **Ventajas de nuestra tecnología basada en zeolitas:**

- Es de fácil aplicación.
- No necesita de condiciones constructivas especiales.
- No se requiere de compuestos químicos peligrosos.
- Los lodos residuales pueden ser reutilizados.
- Realiza al unísono la acción de filtrado e intercambio iónico.
- Su regeneración es muy simple y poco costosa.
- Mayor durabilidad de servicios.

#### **BIBLIOGRAFIA**

- Asvall J. E. y G. A. O. Alleine: 1999. Hombre y Agua, Una Historia Larga. *Revista Agua y Salud* (Organización Panamericana de la Salud y Organización Mundial de la Salud)
- Hardenbergh W. A. and E. R. Rodie: 1961. Filtration of Water. *Water Supply and Water Disposal*. (EEUU)
- Laria N. et al: 1996. Utilización de Zeolitas Naturales en el Tratamiento de Aguas para la Industria. *Artículos Técnicos de la Facultad de Ingeniería Química*. (ISPJAE)
- Pérez O: 2006. Experiencia en la Comercialización de los Servicios de Tratamientos de Aguas, *Forum de Ciencia y Técnica*. (Empresa GeoMinera del Centro)



## COMPORTAMIENTO DE PARAMETROS OPERACIONALES EN LA CLARIFICACION DE DISOLUCIONES AZUCARADAS CON EL EMPLEO DE LA BENTONITA DEL YACIMIENTO “CHIQUI GOMEZ”

**Dr. Ing. Luis Gómez Rodríguez<sup>(1)</sup> ; Ing. Rolando Denis Pérez<sup>(1)</sup> ; MSc. Ing. Reina Reyes Estrada<sup>(1)</sup>; Ing. Santa García González<sup>(2)</sup>; Ing. Emida Yera Sánchez<sup>(2)</sup>.**

(1). Universidad Central “Marta Abreu” de Las Villas. Carretera a Camajuaní KM 51/2. C.P. 54830. Santa Clara. Villa Clara. Cuba. Telf: (53-42)281164. Ext. 108. FAX: (53-42)281608 E-mail : [lugo@uclv.edu.cu](mailto:lugo@uclv.edu.cu),

(2). EGMC. Santa Clara. Villa Clara. Cuba. E-Mail: [emida@egmc.vcl.cu](mailto:emida@egmc.vcl.cu)

### RESUMEN

Varias son las tendencias para la intensificación de la purificación de jugos de caña, con vistas a la obtención de jugos clarificados y de azúcar de buena calidad, que consideran entre sus vías, la utilización de nuevos equipos, nuevos productos, nuevas tecnologías, etc.

En cuanto a la vía de intensificación con la utilización de nuevos productos, se presentan los resultados de las experiencias realizadas con disoluciones azucaradas y jugos de caña a 15 grados Brix, a escala de laboratorio con Bentonita Natural del Yacimiento “Chiqui Gómez” de nuestra región central, la que como agente clarificante, fue primeramente caracterizada desde el punto de vista granulométrico y utilizada en los estudios de adsorción para la construcción de sus isotermas, lo que unido al estudio del comportamiento del pH al ser tratadas con diferentes dosis de Bentonita, constituye el objetivo del presente trabajo.

Mediante un diseño de experimento factorial  $2^3$ , se estudian los efectos de la temperatura, el tiempo de contacto y la velocidad de agitación, fijados en 2 niveles, sobre el comportamiento del color y del pH de la disolución azucarada, sometida a experimentación con dosis de la Bentonita natural entre 0,0005 y 0,0025 g/g de disolución, en un sistema tanque agitado, con control de pH y temperatura.

Los resultados obtenidos ponen de manifiesto las propiedades clarificantes de la bentonita natural, en el proceso tecnológico azucarero, así como la tendencia al incremento de la remoción de color con el incremento de la dosis de bentonita y del tiempo a una temperatura determinada. El incremento de la frecuencia de agitación muestra tendencia a una mayor efectividad en la remoción de color cuando aumenta el tiempo de contacto. El comportamiento del pH con el tiempo en todos los experimentos, mostró siempre tendencia al incremento, poniendo de manifiesto la característica básica de la Bentonita utilizada.

Se extrapolan los resultados de las experiencias de laboratorio a la Planta Piloto Azucarera “José Martí” de la UCLV, lo que permitió demostrar que con el empleo de la Bentonita del Yacimiento Chiqui Gómez, se incrementa la velocidad de sedimentación en 1,69 veces, y que el flujo de jugo a procesar en el clarificador, se puede duplicar. El efecto económico positivo como resultado de la intensificación del proceso de purificación con el empleo de la bentonita, permite la recuperación de la inversión en el período de una zafra.

### ABSTRACT

## BEHAVIOR OF OPERATIONAL PARAMETERS IN THE CLARIFICATION OF DISSOLUTIONS SWEETENED WITH THE USE OF THE BENTONITA(CLAY) OF DEPOSIT “CHIQUI GOMEZ”

Several are the tendencies for the intensification of the purification of cane juice, with views to the obtaining of clarify juice and sugar of good quality, that consider between its routes, the use of new equipment, new products, new technologies, etc.

As far as the route of intensification with the use of new products, are showing the results of the experiences made with sweetened dissolutions and cane juice to 15 Brix degrees, on scale of laboratory with Natural Bentonita(clay) of the Deposit “Chiqui Gómez” of our central region, the one that like clarifying agent, firstly was



characterized from the point of view of grain sized and used in the studies of adsorption for the construction of its isotherms, which together with the study of the behavior of ph to the being tried with different doses of Bentonita (clay), constitutes the objective of the present work.

By means of a design of factorial experiment  $2^3$ , the effects of the temperature, the time of contact and the speed of agitation are studied, fixed in 2 levels, on the behavior of the color and of the pH of the dissolution sweetened, subjected to experimentation with dose of the natural Bentonita (clay) between 0.0005 and 0.0025 g/g of dissolution, in a system shaken tank, with control of pH and temperature.

The obtained results show the clarifying properties of the natural bentonita (clay), in the sugar technological process, as well as the tendency to the increase of the removal of color with the increase of the dose of bentonita (clay) and the time to a certain temperature. The increase of the agitation frequency shows tendency a greater effectiveness in the color removal when it increases the time of contact. The behavior of the ph with the time in all the experiments, always showed to tendency the increase, showing the basic characteristic of the used Bentonita (clay).

The results are extrapolated from the laboratory experiences to the Plant Pilot Sugar "Jose Martí" of the UCLV, which allowed to demonstrate that with the use of the Bentonita (clay) of the "Chiqui Gómez" Deposit, the speed of sedimentation in 1,69 times is increased, and that the flow of juice to process in the clarifier, can be duplicated. The positive economic effect as a result of the intensification of the process of purification with the use of the bentonita (clay), allows the recovery of the investment in the period of a harvest.

## INTRODUCCION

La intensificación del proceso tecnológico azucarero, constituye cada día un aspecto de gran importancia, máxime cuando los precios de este edulcorante en el Mercado internacional, continúan en ascenso de una manera estrepitosa. Es por ello que la obtención de un azúcar de mejor calidad (alta Polarización y bajo color), constituyen aspectos de vital importancia para el desarrollo económico (Honing P. 1979).

Para contribuir a tal propósito se realizan en la actualidad estudios en el proceso de purificación de los jugos de caña, con el empleo de sustancias minerales, que pueden incrementar la remoción de color e impurezas, sin afectación al medio ambiente, para la obtención de un azúcar crudo de bajo color, que al ser sometida a refinación disminuya en grado apreciable, el consumo de agentes químicos, entre ellos el de carbón activado.

Teniendo en cuenta la disponibilidad de bentonita en nuestra región, mineral con una determinada capacidad de adsorción y que durante el contacto de ésta con el jugo se pondrá de manifiesto el fenómeno físico de la adsorción, ante diferentes condiciones operacionales, es que se desarrolla el presente trabajo, en el que se persigue como objetivo general:

**“Estudiar la influencia de la Bentonita natural del Yacimiento Chiqui Gómez, en la intensificación de la purificación de disoluciones azucaradas, con el establecimiento de parámetros tecnológicos para su uso y su extrapolación y evalaución económica para las condiciones de la Planta Piloto Azucarera “José Martí” de la UCLV.**

## FUNDAMENTACION TEORICA:

Las operaciones de Adsorción sacan partido de la capacidad de ciertos sólidos de extraer con preferencia, determinadas sustancias de una solución, concentrándolas sobre sus superficie. De este modo, se pueden separar entrte si los components de soluciones líquidas o gaseosas, mediante la adsorción Física o de Van Der Waals o la Adsorción Química o Activada, según el tipo de fuerza que predomine entre el sólido y la sustancia adsorbida (Treybal R.E. 1980; Lurgi Group).



En el caso de la Adsorción Física, fenómeno reversible, está dado por el resultado de las fuerzas intermoleculares de atracción entre las moléculas de un sólido y de la sustancia adsorbida, en tanto que la Adsorción Química, frecuentemente irreversible, está dada por la interacción química entre el sólido y la sustancia adsorbida, siendo en este caso la fuerza adhesiva así como el calor liberado, mas grande que lo sucedido en la adsorción física (Treybal R.E. 1980).

Los adsorbentes sólidos se utilizan generalmente en forma granular o polvo, pudiendo variar el diámetro de sus partículas desde aproximadamente 13 mm hasta magnitudes inferiores a los 50 micrones, resultando esenciales en estos, las grandes superficies por unidad de peso y su capacidad de intercambio.

Entre algunas de las sustancias que con mas frecuencia se utilizan como adsorbentes, se encuentran: Tierras de Fuller, Bauxita, Alumina, Hueso Carbonizado, Carbón adsorbente de gases, Sílica Gel, Tamices Moleculares, Carbones Decolorantes y Arcillas Activadas, (Murray H.H. 1997)etc.

## MATERIALES Y METODOS

- Se dispuso de bentonita cálcica, de disolución azucarada y jugo de caña de 15<sup>0</sup> brix.
- El diámetro promedio de la bentonita natural según análisis granulométrico (Rosabal J.1989), realizado con tamices de la serie Tyler, fue de 0,061 mm.
- El brix, ph, y color fotolorimétrico de la disolución azucarada objeto de estudio a partir de lecturas de absorbancias a 440 nm, fueron determinadas según las técnicas analíticas que aparecen en la literatura especializada, disponiéndose de refractómetro abbe, ph metro y espectrofotómetro digital, así como un baño termostatzado y agitador mecánico con regulación de su frecuencia de agitación.

Las experiencias fueron realizadas con disolución azucarada de 15<sup>0</sup> Brix y Bentonita Natural, con diámetro promedio de 0,061 mm, determinado por medio del análisis granulométrico, la que se aplicó en 5 dosis que variaron entre 0,075 g/150 ml de disolución. Las corridas de la experimentación responden a la matriz de un diseño experimental 2<sup>3</sup>, lo que permitió estudiar la influencia de la temperatura, el tiempo de contacto y la frecuencia de agitación, sobre la remoción de color, para cada una de las dosis en que se aplica la Bentonita, así como el comportamiento del pH.

Para los mejores parámetros operacionales y la mejor dosis de Bentonita, se realizaron estudios de sedimentación simulados a escala de laboratorio, mediante pruebas en probeta, con jugos tratados y sin tratar, determinándose los datos de altura de la interfase en el tiempo, para el trazado de la curva de sedimentación, a partir de la cual se establece la Velocidad de sedimentación.

Con los datos de la pruebas de laboratorio y su extrapolación a las características y capacidad del equipamiento del área de purificación de la Planta Piloto Azucarera "José Martí" de la UCLV y su interrelación con algunos datos de flujo acorde a su capacidad nominal de molido (10 000@/día), se determinaron parámetros dinámicos en la misma para evaluar los efectos de la intensificación del proceso con y sin aplicación en el mismo, de Bentonita Natural.

Se realiza la evaluación del efecto económico como consecuencia de la aplicación de la Bentonita Natural en la intensificación de la purificación, determinándose el Efecto Neto Total y el tiempo de recuperación de la inversión. Los resultados obtenidos se exponen a continuación.

## RESULTADOS

Del Análisis Granulométrico se tiene que:



$$D_p = \frac{1}{\sum \frac{\Delta X_i}{D_{Pi}}}$$

$$D_{Pi} = 0.061 \text{ mm}$$

Diámetro promedio de las partículas:

Tabla I. Comportamiento de la absorbancia a: ( 50 rpm, 50 grados celsius, 10 min).

Muestras: # 1( 0.075 g de B), # 2( 0.15 g de B), # 3( 0.225 g de B), # 4( 0.3 g de B), # 5( 0.375 g de B)

Corridas	Muestras	Absorbancia	(Dosis de bentonita/150 ml. de disolución)	% Remoc. de Color
1	Disol. madre	0.317	-	0
2	M1	0.313	0.075	2,35
3	M2	0.312	0.15	1,58
4	M3	0.306	0.225	3,48
5	M4	0.296	0.3	6,62
6	M5	0.287	0.375	9,46

Tabla II. Comportamiento de la absorbancia a: ( 50 rpm, 80 grados celsius, 10 min).

Muestras: # 1( 0.075 g de B), # 2( 0.15 g de B), # 3( 0.225 g de B), # 4( 0.3 g de B), # 5( 0.375 g de B)

Corridas	Muestras	Absorbancia	(Dosis de Bentonita/150 ml. de disolución)	% Remoc. de Color
1	Disol. madre	0.420	0	0
2	M1	0.406	0.075	3,33
3	M2	0.394	0.15	6,19
4	M3	0.372	0.225	11,43
5	M4	0.352	0.3	16,19
6	M5	0.342	0.375	18,57

Tabla III. Comportamiento de la absorbancia a: ( 50 rpm, 80 grados celsius, 20 min).

Muestras: # 1( 0.075 g de B), # 2( 0.15 g de B), # 3( 0.225 g de B), # 4( 0.3 g de B), # 5( 0.375 g de B)

Corridas	Muestras	Absorbancia	(Dosis de Bentonita/150 ml. de disolución)	% Remoc. de Color
1	Disol. madre	0.268	0	0
2	M1	0.256	0.075	4,48



<b>3</b>	<b>M2</b>	<b>0.244</b>	<b>0.15</b>	<b>8,96</b>
<b>4</b>	<b>M3</b>	<b>0.242</b>	<b>0.225</b>	<b>9,70</b>
<b>5</b>	<b>M4</b>	<b>0.240</b>	<b>0.3</b>	<b>10,45</b>
<b>6</b>	<b>M5</b>	<b>0.237</b>	<b>0.375</b>	<b>11,57</b>

Tabla IV. Comportamiento del pH de una disolución azucarada con Bentonita Natural, a 50°C, 10 min y 50 rpm.

Temperatura = 50°C      Tiempo = 10 min      n = 50 rpm					
Dosis	0.07g de Bent./ 150 ml de disolución M1	0.15 g de Bent./ 150 ml de disolución M2	0.225 g de Bent./ 150 ml de disolución M3	0.3 g de Bent./ 150 ml de disolución M4	0.375 g de Bent./ 150 ml de disolución M5
Tiempo	pH	pH	pH	pH	pH
0	6.44	6.33	6.44	6.22	6.36
1	6.49	6.50	6.58	6.47	6.62
2	6.51	6.55	6.64	6.58	6.69
3	6.53	6.60	6.66	6.66	6.74
4	6.54	6.62	6.68	6.70	6.79
5	6.56	6.64	6.69	6.73	6.80
6	6.56	6.66	6.72	6.77	6.84
7	6.57	6.67	6.74	6.78	6.86
8	6.58	6.69	6.74	6.80	6.87
9	6.59	6.70	6.75	6.82	6.89
10	6.60	6.71	6.76	6.83	6.91

Tabla V. Comportamiento del pH de una disolución azucarada con Bentonita Natural, a 80°C, 10 min y 50 rpm.

Temperatura = 80oC      Tiempo = 10 min      n = 50 rpm					
Dosis	0.07g de Bent. / 150 ml de disolución M1	0.15 g de Bent./ 150 ml de disolución M2	0.225 g de Bent./ 150 ml de disolución M3	0.3 g de Bent./ 150 ml de disolución M4	0.375 g de Bent./ 150 ml de disolución M5
Tiempo	pH	pH	pH	pH	pH
0	6.32	6.30	6.32	6.32	6.37
1	6.40	6.33	6.47	6.36	6.38
2	6.40	6.37	6.58	6.38	6.40
3	6.41	6.44	6.63	6.40	6.41
4	6.41	6.50	6.70	6.41	6.43



5	6.41	6.51	6.77	6.43	6.44
6	6.41	6.57	6.81	6.44	6.45
7	6.41	6.58	6.85	6.45	6.48
8	6.41	6.58	6.88	6.47	6.50
9	6.41	6.59	6.88	6.49	6.52
10	6.41	6.59	6.89	6.51	6.53

Tabla VI. Comportamiento del pH de una disolución azucarada con Bentonita Natural, a 80°C, 20 min y 50 rpm.

Temperatura = 80 °C      Tiempo = 20 min      n = 50 rpm					
Dosis	0.07g de Bent./ 150 ml de disolución M1	0.15 g de Bent./ 150 ml de disolución M2	0.225 g de Bent./ 150 ml de disolución M3	0.3 g de Bent./ 150 ml de disolución M4	0.375 g de Bent./ 150 ml de disolución M5
Tiempo	pH	pH	pH	pH	pH
0	7.30	7.30	7.40	7.40	7.40
1	7.41	7.46	7.45	7.62	7.60
2	7.43	7.48	7.50	7.63	7.63
3	7.46	7.48	7.54	7.63	7.64
4	7.46	7.50	7.57	7.63	7.66
5	7.48	7.51	7.57	7.63	7.68
6	7.48	7.51	7.58	7.64	7.69
7	7.49	7.52	7.60	7.64	7.71
8	7.49	7.52	7.60	7.65	7.75
9	7.49	7.53	7.60	7.66	7.75
10	7.50	7.54	7.63	7.66	7.78
11	7.51	7.54	7.63	7.70	7.78
12	7.51	7.54	7.64	7.72	7.78
13	7.52	7.54	7.64	7.72	7.80
14	7.53	7.54	7.65	7.73	7.81
15	7.53	7.55	7.66	7.73	7.81
16	7.53	7.55	7.66	7.74	7.81
17	7.53	7.55	7.67	7.74	7.82
18	7.54	7.56	7.67	7.74	7.83



19	7.54	7.56	7.67	7.75	7.83
20	7.54	7.56	7.68	7.75	7.92

### **Cálculos de parámetros dinámicos en el clarificador BTR instalado en la Planta Piloto “José Martí” de la UCLV y evaluación económica.**

Base de cálculo: 1 hora de operación.

Datos:

Área del sedimentador = 3.5 m<sup>2</sup>. Vol. del Clarificador = 7 m<sup>3</sup>;  $F_c = 10000@ / d = 416.66@ / h$

$f_{CA} = 17\%$ ;  $f_{BA} = 49\%$ ;  $x_F = 0.1688$ ;  $x_i = 0.023$ ;  $x_r = 0.014$ ;  $\rho_{JC} = 1050 \text{ Kg/ m}^3$

**Comprobar o verificar si para las condiciones operacionales que se establezcan, el área de sedimentación en el Clarificador BTR instalado en la Planta Piloto es la adecuada.**

Calcular el flujo de jugo que se alimenta al clarificador

**Consideraciones:** 100% de extracción de Extracción Diluida.

El jugo recirculado del filtro, representa un 15% del jugo mezclado.

Aplicando Balance de Materiales en la estación de molienda, se tiene que: F.J. A.C = 5445.06 Kg / h.

Cálculo del área de sedimentación requerida. (Sin Bentonita). Según Método del Pavlov (Pavlov K.1981):

Para velocidad de sedimentación de = 0.00075 m /s (obtenida de la curva de sedimentación a partir de los datos de Altura de la interfase con el tiempo, de pruebas en probetas).

Veloc. Sed. Corregida (V/sed) =  $0.5 * V_{sed} = 0.00039 \text{ m / s}$

Ased = 3.34 m<sup>2</sup>

Cuando se aplica Bentonita Natural. Veloc. Sedimentac. Corregida(V/sed) = 0.00066 m / s

Ased = 1,875 m<sup>2</sup>

Cálculo del flujo volumétrico (Qo), al que puede ser alimentado el clarificador.

(Sin Bentonita):

Flujo Volumétrico de Jugo Claro (Qc) = Ased \* V/sed = 4.91 m<sup>3</sup> / h

Considerando que este flujo volumétrico de jugo claro representa un 85% de Qo, se tendrá que:

$Q_o = 5.78 \text{ m}^3 / h$

(Con Bentonita):  $Q_o = 9,78 \text{ m}^3 / h$ . Obtenido por un procedimiento similar al seguido sin Bentonita.

Cálculo de los tiempos de residencia ( $\tau$ ) del jugo en el clarificador:

$\tau = \text{Vol. del Clarificador} / \text{Flujo Volumétrico alimentado.}$

Sin bentonita:  $\tau_1 = 1.21 \text{ h}$

Con Bentonita:  $\tau_2 = 0.71 \text{ h}$

➤ **Cálculo económico en relación con la alternativa de aplicación de la Bentonita Natural.**

La valoración del efecto económico se realiza tomando en consideración los siguientes factores:

- Costo de las sustancias utilizadas.
- Costo de los equipos propuestos y sus consumos de energía.
- Incremento de la producción.
- Efecto Neto Total.

➤ Costo de las sustancias utilizadas. (CSU):

▪ Bentonita Natural, a razón de 2,25 kg/h y precio de venta de 118 \$/t.

Importe = 7,17 \$/día.

▪ Oxido de Calcio de 80 % de Pureza, a razón de 2,72 kg/día y precio de venta 106,9 \$/t.

Importe = 8,72\$/día.

**Gasto Total = 15,89 \$/día.**

➤ Costo actualizado de los equipos propuestos. (CTE).

▪ Costo del tanque agitado para mezclar la Bentonita con el jugo: \$2352

▪ Costo del dosificador de bentonita; \$2000

▪ Costo del Clarificador BTR: \$20 000

**Gasto Total = \$ 24352**

➤ Incremento de la producción.

Incremento en la Producción de Azúcar: Está dado por el incremento de la capacidad de molida, a partir de que con el empleo de la bentonita, como que se incrementa la velocidad de sedimentación, en el equipo instalado se podrá procesar un flujo mayor de jugo (8315,64 kg/h, equivalente a 17562 @/día de caña molida), lo que con relación a la capacidad nominal de molida de la Planta Piloto que es de (10 000 @/día), pone de manifiesto que se incrementa el flujo de caña a procesar en 7562,63 @/día, que para un Rdto Industrial promedio de 10%, pone de manifiesto un incremento en la producción de azúcar de 756, 26 @/día = 8,59 t Azúcar/día, que para un precio de venta de 341,75 \$/t, equivale a un incremento en los ingresos financieros por este concepto de: 2935,63 \$/día.

Incremento en la producción de Miel = Inc. Prod. Azúcar \* 0,297 t miel/t Azúcar

Incremento en la Producción de Miel = 2,55 t miel /día, lo que para un precio de venta de la miel de 29,00 \$/t. de miel, permitirá un incremento en el ingreso financiero de 73,95 \$/día

**Incremento Total de Producción= 2935,63 + 73,95 = 3009,58 \$ / día**

Se considerará que PV = ITP = 3009,58 \$/día.

Considerando que el Costo Total de Producción (CTP) de las 8,59 t/día de azúcar de mas que se podrán producir dado los efecto de la aplicación de la Bentonita, y según datos del GEA de que el costo de producción se estima en 232,3 \$/t, se tendrá que:

$CTP_{\text{azúcar}} = 1995,46 \text{ $/día}$

A partir de que:

$G = PV - CTP_{\text{azúcar}} - CSU \text{ (Peters M.1970)}$

$G = 3009,58 - 1995,46 - 15,89 = 998,23 \text{ $ / día}$

Para una zafra de 30 días en la Planta Piloto, se tendrá que  $G = 29\,947 \text{ $/ zafra}$

**Efecto Neto Total (ENT) = G – CTE = 29947 – 24352= 5595 \$/zafra de 30 días.**

Tiempo de Recuperación de la Inversión (TRI) = CTE/G

**TRI = 24,39 días.**

## ANALISIS DE LOS RESULTADOS

Los resultados del estudio de la dinámica de adsorción para sus isotermas a 50 y 80 grados celsius para las diferentes condiciones operacionales de tiempo y frecuencia de agitación, ofrecen comportamientos similares que permitirían obtener curvas, con tendencias a exponencial crecientes con el incremento de la dosis de bentonita y ponen de manifiesto la capacidad de adsorción de la bentonita natural como agente adsorbente en la remoción de color de disoluciones azucaradas.

Los resultados de las experiencias a 50 g.c, para 20 min de tiempo de contacto y frecuencia de agitación de 50 rpm, que permitiría la isoterma de mayor pendiente respecto a las restantes, tanto para esta temperatura como para 80 g.c., refleja que a dichas condiciones y granulometría de 0,061 mm, se alcanza el mayor aprovechamiento de la superficie específica volumétrica de la bentonita y su mayor capacidad de adsorción, resultando posible obtener los mayores % de remoción de color, hasta para la dosis mas baja de las experimentadas.

Las isotermas de adsorción que resulten de los datos experimentales que se ofrecen, además de permitir el establecimiento de las mejores condiciones en que se debe utilizar la bentonita, con fines de decoloración de disoluciones azucaradas y jugos, posibilita el conocimiento de la información necesaria para acometer el cálculo de las cantidades del adsorbente a manipular en dependencia a los resultados de remoción de color que se desee y a los flujos del fluido que se manipulen.

El ph de la disolución, con el empleo de la bentonita en cualquiera de sus dosis, temperatura del medio y condiciones operacionales, aumentó siempre ligeramente ( $\Delta\text{ph}$  menores que 1,0), respecto al de la disolución azucarada original, lo que pone de manifiesto ciertas características básicas de esta sustancia en su estado natural, alcanzándose los mayores valores de  $\Delta\text{ph}$  para dosis de la bentonita de 0,15 g/100 ml de disolución o mayores y 20 minutos de agitación.

La intensificación de la sedimentación con el empleo de Bentonita Natural, permite:

- Un mayor aprovechamiento de la capacidad instalada, al incrementar la velocidad de sedimentación en 1,70 veces.
- Una disminución en 1,70 veces del tiempo de residencia del jugo en el equipo y por consiguiente menores pérdidas de sacarosa por inversión.
- Un incremento en 1,69 veces del flujo de jugo a procesar con relación a la alternativa que no emplea bentonita, equivalente a un incremento en la capacidad de caña a moler, con el consiguiente aumento en la producción de azúcar y miel.

Todo ello lleva aparejado un Efecto Neto Total de 5595 \$/zafra de 30 días y un TRI de 24,35 días, lo que justifica la factibilidad técnico-económica de la alternativa propuesta.

## CONCLUSIONES

Los resultados obtenidos permiten arribar a las siguientes conclusiones:

- 1.-El incremento de la Remoción de color con la bentonita Natural de 0,061 mm de diámetro promedio, a 50 y 80 gc y diferentes condiciones operacionales (tiempo y frecuencia de agitación), pone de manifiesto, las adecuadas propiedades adsorbidas de esta sustancia a diferentes dosis en que la misma se pueda aplicar.
- 2.-Las condiciones de 50 gc, 20 minutos de agitación y 50 rpm en la frecuencia de rotación del agitador, resultan las mejores y permiten obtener los mayores porcentos de remoción de color en disoluciones azucaradas, para cualquiera que sea la dosis de bentonita natural de 0,061 mm, conque se trabaje.
- 3.-El ligero incremento del ph del medio con la aplicación de la bentonita natural, en cualquier dosis y para cualquiera de las condiciones operacionales, revela, el cierto carácter básico de este agente adsorbente. este comportamiento resulta favorable en el tratamiento de disoluciones azucaradas, pues si el medio resultara extremadamente ácido como sucede con otros adsorbentes, la pérdida de sacarosa por inversión, se incrementa aceleradamente.
- 4.-La utilización de la Bentonita Natural permite la intensificación del proceso de clarificación de jugos de caña, poniéndose esto de manifiesto por el incremento significativo de la Velocidad de Sedimentación, y del flujo de jugo a procesar en el clarificador de la Planta Piloto, así como por una apreciable disminución en el tiempo de residencia.
- 5.- La extrapolación de los resultados de las pruebas de laboratorio con Bentonita Natural, a las condiciones y características de la Planta Piloto José Martí de la UCLV, le pueden permitir a esta en un período de zafra de 30 días, aplicando el adsorbente natural, un Efecto Neto Total de 5595 \$ y un TRI de 24,39 días.

## BIBLIOGRAFIA

- Honig. P. 1979, Principios de Tecnología Azucarera. 3<sup>ra</sup> ed. Cuba: Pueblo y Educación: 250p. (Tomos I y II).
- Lurgi Group. 1874, Powdered Activated Carbon. Lurgi Express Information. T1119/10.74, Frankfurt: Lurgi Umwelt und Chemotechnik GmbH.
- Murray H.H. 1997, Clays for Our future. Ottawa. Proceedings of the 11<sup>th</sup> International Clay Conference.
- Pavlov K,F; P. Romankov; A. Noskov. 1981. Problemas y ejemplos para el curso de operaciones básicas y aparatos en Tecnología Química. Moscú. Editorial MIR. 611p.
- Peters M.S., K. Timmerhauss, 1970 Plant Design and Economics for Chemical Engineers. 2<sup>da</sup> ed. Cuba: Pueblo y Educación. 850 p.
- Rosabal J.; M. Valle, 1989. Hidrodinámica y Separaciones Mecánicas. ISPJAM. Cuba. ENPES. Tomo II. 287 p.
- Treybal R. E. 1980, Operaciones con Transferencia de Masa. 1<sup>ra</sup> ed. Cuba. Pueblo y Educación. 815p.

[www.bentonita.com.ar/Productos/clarificante.htm](http://www.bentonita.com.ar/Productos/clarificante.htm)  
[www.bentocol.8m.com/Especiales.htm](http://www.bentocol.8m.com/Especiales.htm)





# APLICACIÓN DE TRES PRODUCTOS MINERALES EN LA COSMETOLOGÍA

**Norma del Carmen Quinteros Sánchez., Santa L. García González**

*Empresa Geominera del Centro, Carretera Maleza Km 2.5 Santa Clara Villa Clara*

## RESUMEN

El trabajo está relacionado con la utilización de los minerales técnicos que tenemos en la región central con fines de diversificar su aplicación en la rama de la industria cosmética.

Nos referimos a la obtención de dos máscaras faciales a partir de los fangos minero medicinales y de la zeolita con otras sustancias activas, que basados en sus propiedades mineralógicas y otras como absorción e intercambio iónico ya conocidas que dan una respuesta muy favorable en este uso, fundamentalmente en el tratamiento del acné, e hidratación de la piel, así como una loción facial a partir de las aguas madres de la salina la cual tiene propiedades que tienden a revitalizar la piel, se expone los productos y su modo de aplicación.

Se realizó un estudio de mercado, la ficha de costo y una valoración económica de la producción, las ventas y la utilidad que reportan.

## INTRODUCCIÓN

El objetivo de este trabajo es la comercialización de una gama de productos que cumplen con el objeto social de nuestra empresa, que no requiere de una inversión para su proceso productivo, genera fuente de ingreso que puede ser en moneda nacional o libremente convertible, para el Equipo de Producciones Industriales y resultan productos para la población que no existen en el mercado y aportan un beneficio social.

El Equipo de Producciones Industriales, está dirigido a la producción de artículos de amplia demanda por la población, a partir de minerales, donde los niveles de producción y venta se han elevado considerablemente; lo que demuestra la importancia que han adquirido estas producciones, que significan en nuestra unidad de Geotecnología un por ciento significativo en los ingresos.

Se trabaja continuamente en el mejoramiento de las producciones actuales, introducción de nuevos productos que tengan demanda en el mercado, diversificando nuestras producciones, asegurando una fuente importante de ingresos y empleo a nuestra fuerza de trabajo.

Las mascarillas faciales se conocen como uno de los tratamientos de belleza y salud más antiguos y efectivos, se conocía desde la época de los romanos la utilización de barros con estos fines. Como la zeolita y los peloides tienen propiedades similares dadas, por su estructura mineralógica y se obtienen a una granulometría menor de 325 mesh, se proponen ambos productos para utilizarse con este objetivo.



El otro producto que proponemos es un tónico facial elaborado a partir de un recurso mineral (aguas madres) como componente principal, para ser utilizado en tonificar la piel.

## METODOLOGÍA Y MÉTODOS

Primeramente se realizó un estudio de mercado que arrojó resultados positivos ya que en el mercado tanto de moneda nacional no se oferta ninguno de estos productos, por lo que se espera una aceptación por la población, dado no solo por el beneficio del producto sino además por su bajo precio.

Estos productos fueron presentados en una ronda de negocio en la que participamos con la UEB Comercializadora y tuvieron aceptación destacada.

## DESARROLLO

La propuesta de las mascarillas faciales van dirigidas fundamentalmente a los jóvenes, que en la adolescencia se ven afectados por el acné, en ambos sexos y para las féminas para la limpieza e hidratación del cutis, que permite una mejor hidratación de la piel y por consiguiente una piel más sana y de mejor aspecto. Son productos muy nobles y de muy fácil aplicación.

Esta propuesta, no tienen productos similares en el mercado, por lo que le sería a la población altamente beneficioso contar con ellos, partiendo también de la oferta de calidad de los productos y del costo y precio aceptable de venta que se propone de 2.50 y 3.00 pesos la unidad.

### ♦ Mascarilla facial de zeolita:

Producto para uso cosmetológico, compuesto por Zeolita y Ácido Cítrico, con una suave fragancia. Producción y comercialización en sobres de papel de 100 gramos.

#### Plan de Producción

UM	Precio	MES		AÑO	
		UF	Valor (P)	UF	Valor (P)
U	2.50	2000	4280.00	22000	47080.00

Nota: el valor se expresa ya con el descuento comercial del 14.4%

### ♦ Mascarilla facial de peloides:

Producto para uso cosmetológico, compuesto por peloides naturales. Producción y comercialización en potes de cristal de 65 gramos.



### **Plan de Producción**

UM	Precio	MES		AÑO	
		UF	Valor (P)	UF	Valor (P)
U	2.00	1000	1712.00	11000	18832.00

Nota: el valor se expresa ya con el descuento comercial del 14.4%

Si es posible desde el punto de vista del costo y facilidad de adquisición, usar pots plásticos para ambos casos en el envase, ya que brinda mejor presentación para el tipo de producto, aunque variaría el costo y el precio.

Modo de aplicación:

Se mezcla aproximadamente unos 5g del producto con 5ml de agua (obtener una pasta) en el caso de la mascarilla facial de zeolita.

- Lavar el cutis con abundante agua para eliminar la grasa y el maquillaje.
- Realizar por algunos minutos (1-2) un masaje facial con el fin de activar la circulación cutánea.
- Luego se precede a aplicar el producto con una espátula o brocha, hasta lograr una capa de al menos 1mm de espesor.
- Para evitar que caiga sobre los ojos cubra éstos con algodones humedecidos con agua fresca.
- La mascarilla se mantendrá de 15 a 30 minutos después de lo cual se retira con abundante agua, sin secar.

El tratamiento se debe realizar según el tipo de cutis:

Cutis seco	cada 10 días
Cutis graso	1 vez por semana
Cutis afectado por acné	2 veces por semana

Se puede aplicar también en otras partes afectadas del cuerpo.

Se recomienda después de un ciclo de 5 aplicaciones, descasar como mínimo 1 mes, para aplicar otro ciclo.

### **◆ Loción Facial**

Producto para uso cosmetológico, compuesto por aguas madres, alcohol, mentol, fragancia. Producción y comercialización en frascos de cristal de 120 ml.



### **Plan de Producción**

UM	Precio	MES		AÑO	
		UF	Valor (P)	UF	Valor (P)
U	3.00	2000	5136.00	22000	56496.00

Nota: el valor se expresa ya con el descuento comercial del 14.4%

Modo de aplicación:

- Se aplica después del afeitado, para cerrar los poros y activar la piel, dejando una sensación de frescor.

Se presenta el diseño con marca “Lucero” para el sobre o etiqueta (ver anexo 1).

Los productos saldrán al mercado con el certificado de registro emitido por el Instituto de Higiene Nacional, se comercializará con la marca registrada Lucero por nuestra institución, y se tienen previsto los procedimientos correspondientes a los procesos productivos y el de control y ensayo para garantizar la calidad requerida.

### **EVALUACIÓN ECONÓMICA**

Se anexan las fichas de costo (ver anexo 2,3,4) donde se aprecian los siguientes datos:

Utilidad mascarilla peloide	14304.29
Utilidad mascarilla zeolita	15784.15
Utilidad Loción facial	11399.15
<b>TOTAL</b>	<b>41487.59</b>

Se tiene una utilidad de 41487.59 con la elaboración y venta de los tres productos en un trimestre de trabajo



## CONCLUSIONES

1.-De acuerdo al estudio de mercado realizado estos productos tienen demanda en el mercado nacional y las comercializadoras muestran interés en su comercialización.

2.-Con estos nuevos productos se puede contribuir al cumplimiento del plan de producción y ventas del Equipo de Producciones Industriales y constituir un aporte de 41487.59 pesos de utilidades en un trimestre para la Unidad.

3.- Se diversifica el mercado ampliamos la utilización de estas materias primas minerales y tenemos más posibilidad de estabilidad de trabajo para el equipo.

## BIBLIOGRAFÍA

- García, G. Santa (2000) Estudio de la Calidad de los Fangos Medicinales en su explotación. S. C. Cuba
- Mederos S. A. et. al. (2000) Aplicación de las Aguas Madres en la Medicina Natural y Tradicional. S. C. Cuba
- Pérez, C. R. et. al. (1993) Informe Tema 66 Para la Investigación de Fangos Medicinales "Salina 10 de Abril" y Elguea. S. C. Cuba
- Yoshida, R. (1977) Spirulina hydrolyzates for cosmetic packs. Jpn Kokai 7731 838 (int. cl. AGIK 7100)



# ESTUDIO ALTERNATIVO DE MATERIAS PRIMAS OBTENIDAS A PARTIR DE MADERA PARA LA PRODUCCIÓN DE CARBÓN ACTIVADO Y SU APLICACIÓN EN LA PURIFICACIÓN DE ACEITES COMESTIBLES

**Blasa C Delgado Díez<sup>(1)</sup>, Moisés Huertemendía<sup>(1)</sup>, Rubén Aja Muñiz<sup>(1)</sup>, Aramis Fernández<sup>(1)</sup>, Casto Rafael Castillo<sup>(1)</sup>, Idalberto García<sup>(1)</sup>, Lidia Calzada<sup>(1)</sup>, Lourdes Vivas<sup>(1)</sup>, Dayana Puentes<sup>(1)</sup> y Raynel Castillo<sup>(1)</sup>**

*(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica (CIPIMM)*

## RESUMEN

Las grasas y aceites en la alimentación humana constituyen uno de los aspectos más importantes en el campo de la investigación nutricional. Los aceites vegetales comestibles tienen una función vital en nuestro organismo y son una de las más importantes fuentes de energía que proporcionan vitaminas A, D, E y K y ácidos grasos esenciales que el organismo no produce.

El objetivo del presente trabajo fue estudiar un carbón activado obtenido a partir de materias primas nacionales, producido en la Planta de Baracoa, con vistas a su empleo en la purificación de aceites comestibles.

Para el desarrollo de la investigación se utilizó aceite de soya procedente de las plantas refinadoras de Santiago de Cuba como materia prima; y carbón activado obtenido a partir de especies maderables cubanas. Se obtuvieron resultados satisfactorios con respecto a las normas de calidad del producto; se demostró la factibilidad de obtener un carbón activado a partir de especies maderables. Las condiciones óptimas del proceso, para un valor 7.9018 de índice de peróxido, fueron obtenidas para una relación de TOMSIL, y carbón activado de 50 partes cada uno, una temperatura de 80 °C, granulometría 0.074 mm y una relación Sólido líquido de 0.086.

## ABSTRACT

## PURIFICATION OF COOKING OILS USING ACTIVATED CARBON

The fat and oil in human feeding constitute one of the most important aspects in nutrition research. Cooking vegetable oils have a vital function in our body and are one of the most important sources of energy, giving also vitamins A, D, E and K and essential fat acids our body can not produce.

The objective of the present work was to use an activated carbon obtained from national raw materials, produced in the Baracoa Plant, to be used in the purification of cooking oils. To develop the research, soja oil from the refining plants of Santiago de Cuba was used as raw material. The activated carbon was obtained from Cuban wood species.

The research demonstrates the possibility to use the acidulated activated carbon to purify the cooking oils so substituting the imports that nowadays come from far away. An improved oil is obtained in this stage of the treatment that fulfills the permitted limits according to CODEX and Cuban Standards.

## INTRODUCCION

La presente investigación centra su actividad fundamental en la obtención de carbón activado (CA) a partir de carbón vegetal, en nuestro caso específico de especies maderables, la hacen procesables por su alto contenido de carbono y estructura porosa para la producción de carbón activado. Nuestro país cuenta con un nivel de reserva adecuado como resultado del plan de reforestación llevado a cabo por el Ministerio de la Agricultura. Los carbones activos obtenidos son destinados a la purificación de aceites comestibles.





Cuba dispone del apoyo logístico necesario para dar respuesta a la demanda que se derive del estudio de esta aplicación por contar con una planta de producción de CA de 500 ton/año ubicada en el municipio de Baracoa, provincia de Guantánamo.

Las grasas y aceites en la alimentación humana constituyen uno de los aspectos más importantes en el campo de la investigación nutricional. Los aceites vegetales comestibles tienen una función vital en nuestro organismo y son una de las más importantes fuentes de energía que proporcionan vitaminas A, D, E y K y ácidos grasos esenciales que el organismo no produce.

El objetivo del presente trabajo fue emplear un carbón activado, producido en la Planta de Baracoa a partir de materias primas nacionales, con vistas a la purificación de aceites comestibles.

## ASPECTOS TEÓRICOS

### Obtención de Carbón Activado.

Durante la carbonización de un material orgánico, o sea, pirólisis en ausencia de aire y sin adición de agentes químicos, la mayoría de los elementos no carbonosos (oxígeno, hidrógeno, azufre, nitrógeno) son eliminados en forma gaseosa por descomposición térmica.

Los átomos de carbón elemental liberados son agrupados en formaciones cristalográficas organizadas, conocidas como cristalitas gráficas elementales. La disposición mutua de estas cristalitas es irregular de forma que permanecen entre ellas intersticios libres aparentemente como resultado de la deposición de sustancias alquitranosas, por lo que estos resultan llenados o bloqueados por carbón desorganizado. El producto resultante, denominado carbonizado, tiene una pequeña capacidad de adsorción y un pobre desarrollo superficial. Con estas características es necesario someter al carbón primario obtenido a la acción de agentes activantes (dióxido de carbono y agua), obteniéndose finalmente un carbón con cualidades excepcionales conocido como Carbón Activado.

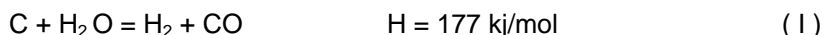
El Carbón Activado puede ser obtenido por dos vías fundamentales:

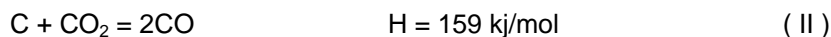
- a) Activación Física (gasificación parcial).
- b) Activación Química (deshidratación con ácidos y bases).

Ambos procesos requieren del uso de energía y de temperatura elevadas, siendo menores en el caso de la activación química (400 - 800°C).

El objetivo fundamental de la activación es la de alcanzar un área superficial interna (suele oscilar entre 500 y 1500 m<sup>2</sup>/g) que le confiera una elevada capacidad de adsorción y que depende fundamentalmente de la materia prima, el tipo y la intensidad de la activación para los propósitos con que va a ser utilizado el carbón activado finalmente. Como los carbones activados utilizados en este trabajo fueron obtenidos por un proceso de gasificación parcial (activación física), profundizaremos más en este proceso.

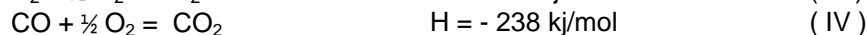
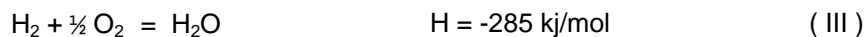
Durante el proceso de activación el carbón desorganizado es eliminado por gasificación parcial por acción de los gases activantes tales como vapor de agua, dióxido de carbono y aire o una combinación de estos, para así exponer la superficie de las cristalitas a la acción de dichos agentes. Las reacciones fundamentales que se generan en este proceso son las siguientes:





A la temperatura que se efectúa el proceso de activación (por encima de 800°C) ambas reacciones son importantes, pero en la mayoría de los casos el vapor sobrecalentado es el agente de activación primario empleado a nivel industrial.

Las reacciones I y II tienen carácter endotérmico. El suministro de calor para que estas reacciones se verifiquen en la práctica, se logra quemando los gases generados de las reacciones de activación ( $H_2$  y  $CO$ ):



Esto mejora el balance energético del sistema lo que facilita la ocurrencia de las reacciones de gasificación al incrementar la presión parcial del agente activante y disminuir la presión parcial de los productos inhibidores lo que se efectúa a través de un mecanismo de transferencia de masa en una operación continua.

## Proceso de Purificación de Aceites

### Métodos tradicionales de refinación de aceites comestibles

**Refinado del aceite.** El refinado produce un aceite comestible con las características deseadas por los consumidores, como sabor y olor suaves, aspecto limpio, color claro, estabilidad frente a la oxidación e idoneidad para freír. Los dos principales sistemas de refinado son el refinado alcalino y el refinado físico (arrastre de vapor, neutralización), que se emplean para extraer los ácidos grasos libres.

El método clásico de refinado alcalino comprende normalmente las siguientes etapas:

- 1ª etapa** Desgomado con agua para eliminar los fosfolípidos fácilmente hidratables y los metales.
- 2ª etapa** Adición de pequeñas cantidades de ácido fosfórico o cítrico para convertir los restantes fosfolípidos no hidratables (sales de Ca, Mg) en fosfolípidos hidratables.
- 3ª etapa** Neutralización de los ácidos grasos libres con un ligero exceso de solución de hidróxido sódico, seguida de la eliminación por lavado de los jabones y de los fosfolípidos hidratados.
- 4ª etapa** Blanqueo con tierras minerales naturales o activadas con ácido para adsorber los compuestos coloreados y para descomponer los hidroperóxidos.
- 5ª etapa** Desodorización para eliminar los compuestos volátiles, principalmente aldehídos y cetonas, con bajos umbrales de detección por el gusto y el olfato. La desodorización es fundamentalmente un proceso de destilación con vapor que se lleva a cabo a bajas presiones (2-6 mbares) y elevadas temperaturas (180-220 °C).

### Desgomado.

El objetivo es eliminar los fosfatidos y glicolípidos, que se extraen de las semillas disueltas con el aceite. Es importante el proceso debido a que sin este refinamiento, los triglicéridos se alteran con mayor facilidad y adquieren sabores y olores desagradables (Otros problemas indeseables son: decantación en los tanques de almacenamiento, mayor susceptibilidad a la oxidación, formación de espumas durante el calentamiento).

El proceso consiste en tratar el aceite con agua o vapor, para que los fosfátidos se hidraten y precipiten, al hacerse insolubles en la fase grasa. Se realiza en tanques dotados de un agitador, para incorporar el agua (2% v/v) a una temperatura de 70°C.

El aceite pasa a una centrifuga de gran velocidad, en la que se separan los fosfátidos, junto con el agua en exceso, del aceite desgomado.

Puede ser tratado con peróxidos para obtener productos más claros. (Las lecitinas obtenidas tienen valor comercial y se aplican, por su carácter emulgente, en diversas industrias de alimentación.)

### **Neutralización.**

Es el proceso por el cual se eliminan ácidos grasos libres de los aceites, pero también reduce los monoacilglicéridos y fosfátidos que pudieron haber quedado después del desgomado.

La neutralización puede hacerse en caldera (por cargas), o en proceso continuo.

Cuando es por *cargas*, se hace añadiendo al aceite una solución de sosa al 12-15%, en la proporción estequiométrica deducida de una valoración previa. Esta operación se lleva a cabo en una caldera provista de un agitador y calefacción con vapor. La lejía se añade lentamente y se forma una emulsión en el aceite que luego se rompe. La emulsión, conforme aumenta la temperatura, se une en forma de pasta. La mezcla pasa a los decantadores donde se separa el jabón y el aceite.

En la operación se producen pérdidas por saponificación. El aceite decantado retiene residuos de jabón que debe someterse a un lavado, cuidando que no se forme emulsiones.

En las instalaciones *continuas*, el aceite disuelto en hexano, entra en un reactor de neutralización con agitación, junto con NaOH acuoso y alcohol. De allí pasa a un decantador donde se separan las fases y se recupera el aceite.

La neutralización de aceites con más de 12% de ácidos grasos libres es complicada, por que la abundante pasta formada es difícil de separar y las pérdidas son grandes. El proceso para la neutralización es entonces una destilación a vacío elevado.

El procedimiento se basa en que los ácidos grasos libres pueden destilarse a un vacío elevado. Para eliminar la totalidad de los ácidos grasos, sin deteriorar el aceite, se utiliza un vacío de hasta 5 mmHg y calentándolo a una temperatura de 180-240°C.

Los aceites bien neutralizados contienen menos de 0.1% de ácidos grasos libres. Esto es recomendable especialmente si los aceites se utilizarán para el proceso de hidrogenación.

### **Decoloración (Blanqueo).**

El aceite neutro y lavado se decolora añadiendo tierras adsorbentes (arcillosa o silíceas). Las arcillas son tratadas con ácido clorhídrico o sulfúrico diluidos. El aceite y la tierra adsorbente se agitan, a temperaturas máximas de 90°C. La cantidad de tierra necesaria depende de la cantidad de color del aceite y del grado de decoloración que se quiera obtener. A veces se utilizan mezclas de tierras y carbón activado (5-10%) para obtener mejores resultados. El aceite decolorado se filtra mediante filtro prensa y la tierra usada se desecha.



(La clorofila se fija bien a las arcillas y los carotenoides oxhidrilados son absorbidos por las tierras neutras y básicas, mientras que los betacarotenoides y el gopipol no lo hacen así.)

En las instalaciones modernas la decoloración se hace en proceso continuo y al final se utilizan dos filtros prensa, uno en uso y otro en limpieza alternativamente.

El color de los aceites disminuye considerablemente durante la *hidrogenación*, debido a la desaparición de grupos cromóforos, debido a la reducción de enlaces  $\pi$ .

### Desodorización.

El aceite decolorado se desodoriza, a vacío, en un recipiente donde se caliente a 150-160°C, mientras se la pasa una corriente de vapor directo. Las sustancias volátiles son arrastradas, dejando el aceite libre de olores y con sabor suave.

En los *desodorizadores continuos* el aceite cae en láminas delgadas, dentro de una torre de calefacción, a vacío y a vapor de agua a contracorriente.

Hay que evitar todo contacto con el oxígeno, pues produce oxidaciones indeseables; el vapor que se utiliza debe estar desaireado, no debe haber entradas de aire y el vacío debe ser muy elevado.

A veces se añaden secuestradores (ésteres de ácido cítrico) para impedir la acción catalítica.

### MATERIA PRIMA UTILIZADA.

En las pruebas realizadas en la presente investigación para el estudio del proceso de activación se empleó como materia prima carbón obtenido a partir de especies maderables.

Este carbón conocido como carbón primario fue obtenido a partir de la pirolisis de la madera, empleando un horno Brasileño con agrupaciones de leña dispuesta en forma de estratos, cubriendo el horno al final con una pasta de arcilla para evitar el libre acceso de  $O_2$  durante la carbonización.

El carbón primario así obtenido era sometido a una etapa de molienda y clasificación para lograr la granulometría requerida en el proceso de activación posterior. La granulometría requerida fue de - 3+1 mm.

En la **Tabla N<sub>0</sub>. I** aparece el análisis químico de una muestra típica del carbón primario.

**Tabla N<sub>0</sub>. I** Composición química de una muestra típica de carbón primario.

Materia Prima	C.F (%)	M.V (%)	Cenizas (%)	Melaza (%)	Materia Prima
Madera	85.12	12.37	2.51	32.00	7.50

El carbón activado obtenido por activación física a una temperatura de 850 °C y un tiempo de residencia de 120 min, en la planta producción industrial y que se empleó en el trabajo presenta las siguientes características, y se presenta a continuación en la Tabla N<sub>0</sub>II.

**Tabla N<sub>0</sub>. II** Composición química de una muestra típica de CA.

Carbón Activado	C.F (%)	M.V (%)	Cenizas (%)	Melaza (%)	Yodo (mg/g)
-----------------	---------	---------	-------------	------------	-------------



<b>Madera</b>	<b>82.82</b>	<b>7.75</b>	<b>9.43</b>	<b>80.8</b>	<b>977.4</b>
---------------	--------------	-------------	-------------	-------------	--------------

### Aceite de Soya

El aceite que se utilizó proviene de la Planta Refinadora de Aceites de Santiago de Cuba, neutralizado previamente en una primera etapa, a continuación se muestran las características del mismo.

En la **Tabla N<sub>0</sub>. III** Características del aceite neutralizado.

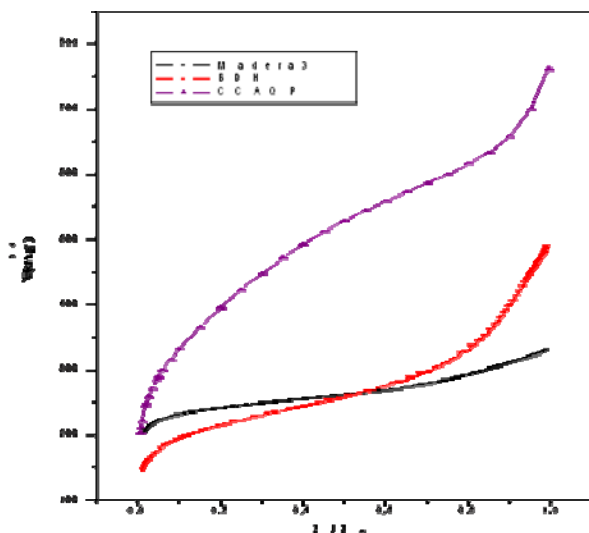
Muestra	Índice de Jaboncillo (%)	Índice de Peróxido (%)	% de Acidez
<b>Aceite Neutro</b>	0	34.9	0.11

Se empleo además tierras decolorante de importación TOMSIL y a continuación se presentan sus características.

En la **Tabla N<sub>0</sub>. IV** Propiedades Típicas del TOMSIL

% en peso en bases seca	
SiO <sub>2</sub>	68
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	10
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	5
MgO	3
CaO	2
K <sub>2</sub> O	2
Na <sub>2</sub> O	2
Humedad	8
pH	3
Acidez residual (Fen. NaOH % en peso)	10.0
Superficie específica m <sup>2</sup> /g (B.E.T.)	190

En la figura No. 1, se muestran las isotermas de adsorción de N<sub>2</sub> a 77K de algunos de los adsorbentes empleados en esta investigación.



**Fig. No. 1.** Isotherma de adsorción de N<sub>2</sub> a 77K, del carbón activado.



Como se observa, el carbón activado químicamente presenta una isoterma que muestra un mayor desarrollo de la porosidad y puede ser clasificada como correspondientes al tipo II con una apreciable contribución de microporosidad (isoterma compuesta tipo I +II). El carbón activado patrón de la BDH presenta una isoterma tipo II con una amplia distribución poros, mientras que el de especies maderables, presenta una isoterma más cercana a la tipo I, con una mayor capacidad de adsorción en la región correspondiente a los microporos

Se realizaron pruebas preliminares de filtración empleando carbones de diferente procedencia, y TOMSIL, para estimar la acción de cada uno sobre el porcentaje de acidez y peróxido, los resultados se muestran a continuación:

## DESARROLLO DE LA INVESTIGACION

El aceite a tratar pasa primeramente a una etapa de neutralización, después de neutralizado es el empleado en la etapa de blanqueo, o sea nuestro trabajo esta basado en introducir carbón activado en la etapa de blanqueo del aceite para su posterior paso a la etapa de desodorización. En esta etapa se empleará además TOMSIL, que es la tierra decolorante empleada en nuestras plantas refinadoras.

### Resultados preliminares.

Las pruebas preliminares se desarrollaron utilizando las condiciones industriales de purificación de aceites, que son los siguientes parámetros: temperatura de la prueba 100 °C, tiempo de contacto 15 min, relación aceite/ tierra decolorante 1 Ton de aceite/1.15 kg de tierra decolorante, los resultados aparecen en la Tabla No. V.

En la **Tabla No. V.** Resultados de pruebas de purificación.

Prueba	Material Decolorante(g)	Índice de Peróxido (%)	% de Acidez
1	TOMSIL	16.96	0.13
2	CA no tratado ácido	47.40	0.13
3	CA tratado con ácido	2.24	0.1596
4	Carbón patrón BDH	1.7003	0.1396
5	Carbón oxidado	5.0678	0.1596
	Aceite Neutro	34.9	0.11

Con los resultados (Tabla No.V) se ha podido definir que el carbón activado sin tratamiento ácido incrementa el índice de peróxido, por lo que fue necesario realizar un tratamiento ácido del mismo para polarizar la superficie y aumentar la capacidad de adsorción de las sustancias que confieren esta propiedad a los aceites. Se obtuvo un índice de peróxido de 2.24 %, o sea se logró disminuir este porcentaje hasta 93,58 %. Para confirmar este resultado se realizó una prueba con un carbón obtenido por activación química (carbón oxidado) y como se puede observar, los resultados son positivos. Se realizó otra prueba con un carbón patrón de la BDH, obteniéndose resultados satisfactorios. Con la tierra decolorante, TOMSIL, se logra disminuir el porcentaje de peróxido hasta un 51.40 %.

Se corrió un diseño de experimentos fraccionado 2<sup>5</sup> con un total de 32 determinaciones, empleando carbón activado acidulado y TOMSIL, en diferentes combinaciones.

Las variables independientes estudiadas son:

- Tiempo de contacto (min): 15 y 30
- Temperatura (°C): 80 y 100



- Granulometría (mm). Polvo y (-3+1)
- Relación Sólido Líquido: 1.15 kg/1 Ton
- Relación CA/Tomsil: (20 y 50 )

Se evaluó la matriz para las siguientes respuestas:

- Índice de Peróxido (%)
- % de Acidez

Los resultados del diseño de experimentos se muestran a continuación en la Tabla No. VI.

**Tabla No. VI Pruebas del diseño de experimentos.**

Prueba	Temp. °C	Tc. min	R CA/T	RS/L	Granulometría	Acidez	Peroxido
1	100,0	15,0	1,0	0,115	0,074	0,1237	28,959
2	100,0	15,0	4,0	0,115	0,074	0,1483	23,52
3	100,0	15,0	1,0	0,086	3,0	0,1495	55,16
4	100,0	30,0	4,0	0,115	0,074	0,1484	27,93
5	100,0	15,0	1,0	0,086	0,074	0,1795	2,2521
6	100,0	30,0	4,0	0,086	0,074	0,1397	22,05
7	100,0	15,0	4,0	0,086	0,074	0,1296	35,035
8	80,0	15,0	1,0	0,086	0,074	0,1596	10,28
9	100,0	15,0	4,0	0,086	3,0	0,1794	63
10	100,0	15,0	1,0	0,115	3,0	0,1196	52,16
11	100,0	30,0	1,0	0,115	0,074	0,156	63,13
12	80,0	15,0	1,0	0,086	3,0	0,1375	59,3
13	100,0	30,0	1,0	0,086	3,0	0,1794	64,5
14	100,0	30,0	4,0	0,086	3,0	0,1794	64,66
15	100,0	30,0	1,0	0,115	3,0	0,099	66,83
16	80,0	30,0	4,0	0,086	3,0	0,1483	56,64
17	80,0	30,0	4,0	0,115	3,0	0,1285	57,66
18	80,0	15,0	1,0	0,115	3,0	0,1495	51,16
19	80,0	30,0	4,0	0,115	0,074	0,1296	20,58
20	80,0	15,0	4,0	0,086	0,074	0,1396	5,8508
21	80,0	30,0	1,0	0,086	0,074	0,1396	28,66
22	80,0	15,0	4,0	0,086	3,0	0,123	54,94
23	80,0	15,0	1,0	0,115	0,074	0,1237	21,07
24	100,0	30,0	4,0	0,115	3,0	0,1584	54
25	80,0	30,0	1,0	0,115	0,074	0,179	24
26	80,0	30,0	1,0	0,086	3,0	0,1594	53,5
27	80,0	15,0	4,0	0,115	0,074	0,1796	18,86
28	100,0	30,0	1,0	0,086	0,074	0,1396	31,5
29	80,0	15,0	4,0	0,115	3,0	0,1196	54,3
30	100,0	15,0	4,0	0,115	3,0	0,1495	61,8
31	80,0	30,0	1,0	0,115	3,0	0,1495	49,33
32	80,0	30,0	4,0	0,086	0,074	0,1397	5,88

### Análisis de los resultados.

Para el análisis de los resultados se utilizó un programa de Stagrafit. El análisis de la varianza de la media de cada termino de la ecuación puede ser observado en la tabla No.VII y análisis por Pareto,



gráfico-4, revelan para un nivel de confiabilidad de un 95%, que el índice de peróxido, depende principalmente de la variables granulometría, temperatura y de las interacciones (DE y BC) en menor grado, las que influyen de forma negativa, o sea, un incremento de la temperatura y granulometría; ocasiona un aumento en el índice de peróxido. Los valores f de Fisher y Pareto confirman lo expuesto anteriormente. El resto de las variables e interacciones no ejercen influencias significativas.

**Tabla No. VII. Análisis de la varianza para el peróxido.**

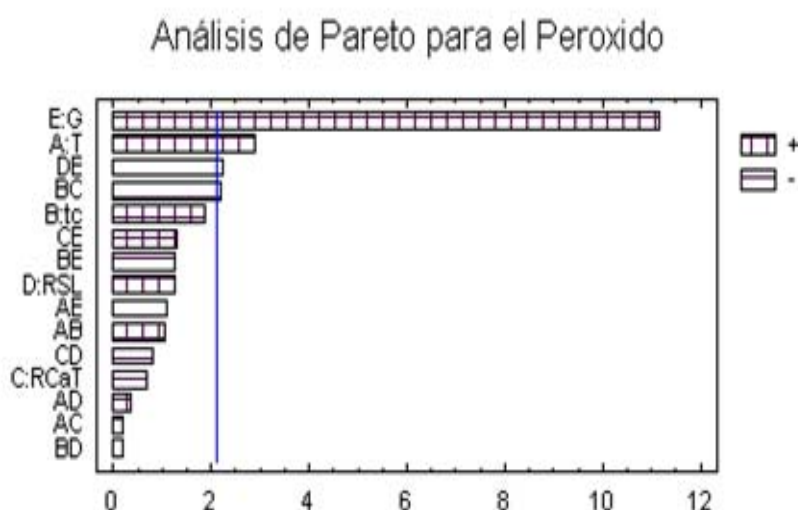
Fuente	Suma de Cuadrados	Grados de libertad	Media Cuadrada	Fisher
A: Temperatura	652.285	1	652.285	8.60
B: T. contacto	271.463	1	271.463	3.58
C: R CA/T	38.468	1	38.4681	0.51
D: RS/L	120.439	1	120.439	1.59
E:Granulometría	9431.93	1	9431.93	124.31
Inter.. A yB	85.2319	1	85.2319	1.12
Inter. A y C	3.18346	1	3.18346	0.04
Inter. A y D	10.4227	1	10.4227	0.14
Inter. A y E	90.8394	1	90.8394	1.10
Inter. B y C	371.381	1	371.381	4.89
Inter B y D	3.16192	1	3.16192	0.04
Inter. B y E	122.473	1	122.473	1.61
Inter C y D	52.2567	1	52.2567	0.69
Inter C y E	132.867	1	132.867	1.75
Inter D y E	385.039	1	385.039	5.07
Error total	1214.02	16	75.8763	
<b>Total</b>	<b>12985.5</b>	<b>31</b>		

R cuadrada = 90.6509 %, R cuadrada (ajustada para DF) = 81. 8862 %

Error estándar = 8.7107, Error medio absoluto = 4.65863

Durban-Watson estadística = 2.0133 (P = 0.4229).

**Gráfico No. 2. Análisis de pareto para el peróxido.**



En nuestra investigación, el objetivo es obtener niveles bajos de peróxido, por tanto. en este caso buscamos minimizar la variable respuesta por lo que aplicamos el método de ascensión por el gradiente obteniendo como resultado las siguientes condiciones, los resultados se muestran en la Tabla No. VIII.

**Tabla No. VIII. Optimización para obtener mínimos de peróxido.**

Factor	Bajo	Alto	Optimo
Temperatura	80	100	80
T. contacto	15	30	15
R CA/TOMSIL	1	4	1
R S/L	0.086	0.115	0.086
Granulometría	0.074	3	0.074
<b>Índice de peróxido</b>	<b>7.90179</b>		

De la tabla se deduce que para obtener valores óptimos de este indicador es necesario trabajar a una temperatura de 80 °C, un tiempo de contacto de 15 min, con una relación de carbón activado, TOMSIL de 50 o sea la misma cantidad de TOMSIL que de CA, una relación sólido líquido de 0.086 y granulometría polvo. El valor óptimo obtenido para el peróxido (7.9018), se encuentra por debajo de los niveles requeridos por la Norma.

Teniendo en cuenta los resultados del diseño de experimentos (Tabla No. VI, la respuesta sobre el índice de acidez se mantuvo sin variaciones significativas, los valores obtenidos se encuentran por debajo de los límites admisibles de la Norma.

## **GENERACIÓN DE RESIDUOS Y ASPECTOS AMBIENTALES.**

Durante el proceso de obtención de aceites comestibles purificados, se generan contaminantes y en este capítulo pretendemos hacer una revisión de los posibles contaminantes que se generan en nuestras Plantas, para proponer acciones para su tratamiento

### **Contaminación del aire.**

1. Emisiones de las calderas, (en la Planta de Santiago de Cuba se emplea diesel).

Una de las vías para eliminar la contaminación de aire, es trabajar en las calderas con gas natural, y de esa forma cumplir los requisitos de la Norma de contaminación del aire en cuanto a material particular. Con el uso del gas natural podrían aumentar los índices de NOx en la calidad del aire (este es un punto que requerirá análisis y es susceptible de mejorar vía optimización del balance energético de la fábrica).

**Molestias.** Otro impacto ambiental asociado a la industria aceitera tiene relación con la generación de olores molestos. Los olores molestos son provocados principalmente en el proceso de refinación. Las inversiones a su tratamiento son caras, razón por la cual se privilegia la minimización de fugas y confinamiento de las zonas conflictivas.

### **Efluentes líquidos generados en las plantas refinadoras de aceites.**

El efluente líquido de la industria aceitera presenta como principales contaminantes; aceites, grasas, sólidos suspendidos, DQO, DBO y conductividad.

La  $\text{DBO}_5$  está normalmente ligada a los aceites, grasas y sólidos suspendidos, por lo tanto al remover estos, los valores de  $\text{DBO}_5$  se reducen en un altísimo porcentaje.

La  $\text{DBO}_5$  también puede verse afectada por el contenido de jabones y gomas, siendo éstas últimas muy comunes cuando se utiliza aceite de soya.

### **Residuos sólidos presentes en las plantas refinadoras.**

En general los residuos sólidos generados en la industria aceitera ofrecen la posibilidad de reciclarse hacia otros rubros industriales, como ocurre con los descartes de plásticos utilizados en envasado de productos terminados y papel utilizado en los envases.

Las tierras de blanqueo representan un importante residuo sólido. De hecho, se estima su uso entre 1% a 1,5% del total del volumen de aceite procesado. Estas quedan embebidas en aceite, siendo la concentración de aceites del orden del 30-50% de las tierras evacuadas. A las tierras de blanqueo se les puede extraer el aceite por medio de un proceso de extracción por solvente. Este proceso de recuperación lo efectúan solo aquellas fábricas que procesan semillas.

Cuando se separa el aceite de la tierra de blanqueo, el extracto resultante puede ser utilizado como relleno de caminos, y como alimento animal (se admite hasta un 2% de estas tierras en la formulación del alimento). Cuando no se recupera el aceite son dispuestas en vertederos, así ocurre en nuestras plantas.

Se recomienda emplear plantas de tratamiento y los lodos generados en la planta de tratamiento de aguas, con un altísimo nivel de aceites y grasas, son sometidos a un proceso de desdoblamiento. Este consiste en reducir el pH ( $<1$ ) y agregar vapor para elevar la temperatura de estos. En esas condiciones, se generan tres fases: aceite, agua y borras. El aceite es reciclado al proceso productivo, el agua es retornada a la planta de tratamiento, y las borras son dispuestas como residuo sólido, o recicladas a otras industrias.

### **Impactos ambientales actuales y potenciales**

El impacto ambiental de la industria aceitera está concentrado en la problemática de riesgos potenciales de explosiones, efluentes líquidos, de los lodos producidos en su tratamiento y de los olores molestos.

Las empresas productoras están en su mayoría conectadas a servicios de alcantarillado público. Por ello, las que no han implementado planta de tratamiento, pueden provocar obstrucción de las redes de alcantarillado por solidificación de aceites y grasas.

La  $\text{DBO}_5$  disuelta de los efluentes tratados se mantiene en el rango de 300 mg/lit, con máximos posibles del orden de 500-600 mg/lit. Es por ello, que no tiene sentido la construcción de plantas biológicas para pulido de la  $\text{DBO}_5$  por cuanto son niveles que pueden tratarse sin problema alguno en las plantas.

## **CONCLUSIONES**

1. Se demostró la factibilidad de obtener un carbón activado a partir de especies maderables, con características apropiadas para la adsorción de compuestos de alto y bajo peso molecular.



2. Las condiciones óptimas del proceso, con un valor 7. 9018 de índice de peróxido, fueron obtenidas para una relación de TOMSIL, y carbón activado de 50 partes cada uno, una temperatura de 80 °C, granulometría 0.074 mm y una relación Sólido líquido de 0.086.
3. Los resultados obtenidos para el índice de acidez, se encontraron por debajo de los límites de las normas y las variables estudiadas no ejercen variaciones significativas en el entorno experimental estudiado.

## RECOMENDACIONES

- ❖ Se recomienda estudiar, en pruebas confirmativas obtenidas a partir de esta investigación el índice de decoloración del aceite, ya que el carbón activado es un excelente adsorbente (elimina olor, sabor y color); en nuestra investigación no fue posible medir este indicador por no contar con el equipamiento y técnicas necesarias.
- ❖ En base a los resultados obtenidos se recomienda escalar a nivel industrial el proceso purificación de los aceites con de carbón activado acidulado y TOMSIL.

## BIBLIOGRAFÍA

Capítulo 5 - Elaboración y refinado de aceites comestibles.

Castillo, R.C., Fernández, A., Robau, A. Obtención de carbón activado a partir de residuos de maderas coníferas de importación.

European Council of Chemical Manufactures Federations (CEFIC). Test methods for activated carbon. April, 1986.

Fernández, A., Castillo, Rey Carlos., Robau, A. Estudio sobre la influencia de la composición gaseosa en la obtención de carbón activado y su evaluación. 1987.

Fernández, A., Mafull R. Carlos, Castillo, R.C., García I. Estudio y programa sobre la aplicación extensiva de carbón activado en la recuperación de reactivos en pruebas de electroforesis en la red nacional de Salud Pública e Instituciones Científicas. 1993.

From the Spanish 1998 edition of Water Technology magazine.

Montesó, J., "Refinación de aceites y grasas para usos alimenticios". Refining of oils and fats for edible purposes. Barcelona. 1956

Muñiz, A.R., Castillo, R.C., Fernández, A. Obtención de carbón activado a partir de carbón primario de Yana.

NC 85-04:81 Aceites y grasas comestibles.

Norma CODEX para grasas y aceites comestibles no regulados por normas individuales. CODEX STAN 19-1981 (Rev. 2-1999).

NORMA Oficial Mexicana NOM-068-ECOL-1994, Que establece los límites máximos permisibles de contaminantes en las descargas de aguas residuales a cuerpos receptores provenientes de la industria de aceites y grasas comestibles de origen animal y vegetal.

Procesos de Refinamiento y Manufactura de Grasas y Aceites. Monografías.com.

Resolución RESOLUCION No. 000126 DE 1964 del Ministerio de salud Pública.

Rey, Carlos., Adonis, R., Valdés, T., Fernández, A. Obtención y evaluación de un carbón activado para tratamiento de desechos líquidos radioactivos de Iodo-125, 1995.

Smisek and Cerny. Active Carbon, manufacture, properties and applications..

Wigmans, T. Aspectos industriales de la producción y uso de carbones activados. Carbón. Vol. 27, No. 1, pp 18-22, 1989.

www.anaime.com. Jan 31, 2005.

## OBTENCIÓN DE SOLUCIONES SATURADAS DE SULFATO DE ALUMINIO A PARTIR DE CAOLÍN, CON EL EMPLEO DE LA ACTIVACIÓN MECÁNICA

**Nayda Hernández (1), José A. Alonso (1), Carlos Navarrete (1), Roxana Alfonso (1), Lumey Marrero (1), Nery Díaz (1)**

(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero-Metalúrgica (CIPIMM)

### RESUMEN

En el Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica (CIPIMM) se desarrolló un esquema tecnológico para la obtención de soluciones saturadas de sulfato de aluminio a partir de menas caoliníticas para su uso en el tratamiento de aguas superficiales. El proceso consistió en la activación térmica del caolín levigado a 600 - 650 °C, la lixiviación con ácido sulfúrico concentrado de la pulpa acuosa del calcinado, la dilución de la solución lixiviada y la separación líquido - sólido, obteniéndose altas recuperaciones de  $\text{Al}_2\text{O}_3$ .

Con el objetivo de disminuir los consumos energéticos producidos por la activación térmica, en este trabajo se evaluó el efecto de la activación mecánica como una alternativa más sencilla y menos consumidora de energía. Las muestras de estudio fueron activadas mecánicamente en diferentes condiciones mediante molienda y lixiviadas con ácido sulfúrico para la extracción de alúmina. Los resultados demostraron que con la activación mecánica del caolín en molino de anillos se obtienen soluciones de sulfato de aluminio con concentraciones de  $\text{Al}_2\text{O}_3$  de saturación (68-70 g/L). En estas condiciones la estructura cristalina original es destruida debido a la naturaleza de las fuerzas que actúan sobre las partículas. Estas fuerzas producen un efecto de cizallamiento que rompe las capas que forman las partículas de caolín, las distorsiona y aglomeran. Se ha demostrado que este efecto facilita la disolución del  $\text{Al}_2\text{O}_3$  contenido en su enrejado cristalino.

El análisis por difracción de rayos X (DRX) demostró el cambio de la estructura cristalina.

Este resultado indicó que el proceso de activación mecánica es una alternativa para la sustitución parcial o total de la activación térmica, que es el proceso industrial que se emplea actualmente.

### ASBTRAC

### OBTENTION OF SATURATED SOLUTIONS OF ALUMINUM SULFATE FROM KAOLIN, USING MECHANICAL ACTIVATION.

A technological scheme to obtain saturated solutions of aluminum sulfate from kaolinitic deposits for their use in superficial water treatments was developed in the Research Center for Mining and Metallurgy (CIPIMM). The process consisted in the thermal activation of levigated kaolin at 600 – 650°C, concentrated sulfuric acid leaching of the aqueous pulp from burning, the dissolution of the leached solution and the liquid – solid separation, obtaining high recoveries of  $\text{Al}_2\text{O}_3$ .

To diminish the power consumption produced by the thermal activation, the effect of mechanical activation was evaluated in this work as a simpler alternative which consumes less energy.

The samples studied were mechanically activated under different grinding conditions and leached with sulphuric acid to extract the alumina. The results demonstrated that with the mechanical activation of the kaolin in a ring mill, aluminum sulphate solutions with  $\text{Al}_2\text{O}_3$  saturation concentrations of 68 – 70 g/L can be obtained. In these conditions, the original crystal structure is destroyed due to the nature of the forces that act on the particles. These forces produce a shearing effect that breaks the leathers that form the kaolin particles, distorts them and agglomerate them. It has been demonstrated that this effect facilitates the dissolution of the  $\text{Al}_2\text{O}_3$  present in its crystalline net.

The X-Ray Diffraction (DRX) analysis demonstrated the change of the crystalline structure.



This result indicated that the mechanical activation process is an alternative to partially or totally substitute thermal activation, which is the industrial process used nowadays.

## INTRODUCCIÓN

La obtención de sulfato de aluminio a partir de menas caoliníticas se realiza industrialmente en algunos países como en España, Argentina, Sur África [1,2] y ha sido estudiada a escala de laboratorio y de planta piloto en el CIPIMM con vistas a sustituir la materia prima de bauxita importada en la planta productora de Sagua, ubicada en la región central de Cuba [3, 4, 5, 6].

El proceso para la obtención de sulfato de aluminio se basa en la lixiviación con ácido sulfúrico concentrado de una pulpa acuosa de caolín calcinado (activado térmicamente). La activación del caolín es requerida ya que en su forma natural, no se disuelve la alúmina contenida en la caolinita, debido a su estructura cristalina en forma de capas [7]. Con la activación térmica se produce se produce la liberación del agua de constitución, produciéndose la transformación de la caolinita en una fase amorfa (metacaolín) en el rango de temperaturas de 550 °C-650 °C. El metacaolín es una fase soluble en ácido y su solubilidad está en dependencia de la cristalinidad del material de partida.

En los estudios preliminares realizados en el Laboratorio de Metalurgia Extractiva del CIPIMM [8] y por investigadores de otras instituciones [9, 10] se ha demostrado que la activación mecánica de materiales arcillosos como la caolinita puede destruir la estructura cristalina de los mismos y cambiar su comportamiento. Teniendo esto en cuenta y las posibles aplicaciones de industriales de las soluciones de sulfato de aluminio, además de la potabilización de las aguas superficiales, tal como es el caso del uso como aditivo en la industria del níquel, se llevaron a cabo las investigaciones para evaluar la activación mecánica como un proceso alternativo de la activación térmica del caolín para la extracción de alúmina y producción de sulfato de aluminio, que constituyen el objetivo de este trabajo.

## EXPERIMENTACIÓN.

Para la activación mecánica del caolín se utilizaron dos tipos de molinos (Planetario y de anillos), evaluándose el efecto en la estructura de la caolinita.

### Materiales, equipos y métodos.

#### Materiales.

Se utilizó la muestra de caolín del yacimiento Santa Elena de la Isla de la Juventud de la República de Cuba evaluada en [1,2].

Se utilizó ácido sulfúrico concentrado de grado técnico (96 % de pureza) y  $\rho = 1.84 \text{ g/cm}^3$  y agua industrial para la lixiviación.

#### Equipos.

La activación se realizó en un molino planetario de laboratorio con orzas de ágata de 100 cm<sup>3</sup> de capacidad y un molino de anillos de laboratorio.



La lixiviación se realizó en un reactor de acero inoxidable con una capacidad total de 1 L, provisto de baffles coaxiales, agitación mecánica y calentamiento indirecto mediante una plancha eléctrica.

El análisis por DRX se realizó en un difractómetro PHILIPS – 1710, aplicando el método de polvo y al análisis térmico diferencial (ATD) se realizó en un derivatógrafo

### Métodos.

La muestra de caolín fue caracterizada mediante análisis químico, DRX y ATD para determinar su composición química y mineralógica.

Se obtuvieron muestras por homogeneización y cuarteos que eran activadas en molino planetario y pulverizador de anillo empleando para ello diferentes tiempos de molienda. Después de tratadas estas muestras eran analizadas por DRX para determinar el cambio estructural y el grado de cristalinidad por la determinación del Índice de Hinckley según se detalla en 3.1.0.

También se realizaron ensayos de demanda ácida en las muestras activadas y sin activar (blanco) para comparar el consumo de ácido y se realizó la lixiviación con ácido sulfúrico según [1,2] para la extracción de alúmina de esta materia prima.

### Caracterización de la muestra

La muestra, denominada M-3, es caolín levigado del yacimiento Santa Elena de la Isla de la Juventud, su composición química se presenta en la tabla I

Tabla I Composición química (%) de la muestra M-3

Componente	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	CaO	MgO	PPI
Contenido (%)	36.72	43.12	1.82	0.60	0.034	0.13	0.09	0.11

La composición mineralógica es

Caolinita – 93%

Además tiene alguna mica, poco cuarzo y feldespato.

## RESULTADOS Y DISCUSIÓN

### Resultado de la evaluación por DRX y ATD de la activación mecánica por molienda en molino planetario y de anillo.

En las tablas II y III se exponen los resultados de DRX de las muestras de caolín del yacimiento “Santa Elena” activadas en molino planetario y pulverizador de anillo a diferentes tiempos de molienda, con el objetivo de determinar la influencia del proceso de activación mecánica en las propiedades cristalinas del mineral caolinítico presente en la roca.

Para el análisis de cristalinidad del mineral por DRX se evaluó el Índice de Hinckley (Hi) según refiere [Kocsárdy et al., 1980], y que nos da una medida de la extensión de las imperfecciones cristalinas



de empaquetamiento de las placas hexagonales del mineral caolínítico presente en las muestras, para ello, se escogieron las reflexiones (020); ( $1\bar{1}0$ ) ( $11\bar{1}$ ) de la caolinita y se midieron las intensidades de cada máximo, calculándose el Índice  $H_i$  a partir de la siguiente expresión:

$$(1) H_i = \text{Int. } (1\bar{1}0) + \text{Int. } (11\bar{1}) / \text{Int. total } (020)$$

Donde:

Int: Intensidad del máximo asociado a cada reflexión de índice de Miller (hk0)

Los valores de  $H_i$  pueden variar desde 0 (caolinitas muy mal o pobremente cristalizadas) hasta 1,6 (caolinitas bien o muy bien cristalizadas).

Las condiciones experimentales seleccionadas en el difractómetro Philips -1710 fueron idénticas que las de las rocas evaluadas con anterioridad. Por otra parte, se señala además que las muestras se prepararon sin previa orientación preferencial de las partículas, utilizando para ello un vidrio portaobjeto con una superficie esmerilada con el objeto de lograr una orientación aleatoria de las partículas en la muestra de polvo.

**Tabla II. Resultados del Índice de Hinckley ( $H_i$ ) de la muestra M-3 durante el proceso de activación mecánica de la roca en molino planetario.**

Tiempo (min.)	$H_i$	Cristalinidad del caolín
0	0.74	Pobremente cristalizado
30	0.56	Mal cristalizado
60	0.32	Muy mal cristalizado
120	0.29	Muy mal cristalizado

Los resultados de la tabla anterior indicaron en primer lugar que el caolín presente en la muestra ensayada está mal cristalizado ( $H_i < 1$ ), y por otra parte se comprobó que la activación del mineral en molino planetario fue efectiva, ya que se incrementaron las imperfecciones de empaquetamiento de las capas de mineral a medida que aumentó el tiempo de molienda del material, estabilizándose el comportamiento del índice a partir de la primera hora de tratamiento, convirtiéndose además en un caolín muy mal cristalizado ( $H_i$  mucho menor de 1), lo cual favorece su posterior reactividad ante diferentes tratamientos químicos.

**Tabla III Resultados del Índice de Hinckley de la muestra M-3 durante el proceso de activación mecánica de la roca en molino pulverizador de anillo.**

Tiempo (min.)	$H_i$	Cristalinidad del caolín
<b>0</b>	0.74	Pobremente cristalizado
<b>5</b>	0.28	Muy mal cristalizado
<b>10</b>	0.16	Muy mal cristalizado



Como puede verse de la tabla III en relación con el tratamiento del mineral con el pulverizador de anillo se logró un aumento mayor respecto al número de imperfecciones de empaquetamiento de las placas del caolín hasta valores del índice  $H_i$  muy bajos y en tiempos mucho menores según **[Restrepo O.J. y Sancho J.P., 2003]** debido a la ruptura de la estructura laminar del caolín por efecto de cizalla del molino, comprobándose la mejor efectividad de la activación de la caolinita en este tipo de pulverizador.

Adicionalmente, para evaluar este efecto se realizaron ensayos de demanda ácida en las muestras activadas y sin activar (blanco) y se realizó la lixiviación con ácido sulfúrico según el esquema desarrollado **[Navarrete C y Hernández A.N, 2001]** para la extracción de alúmina de esta materia prima.

En la tabla IV se presenta el resultado del consumo de ácido evaluado por el ensayo de demanda ácida, en función del tiempo de activación, en planetario y en arcilla, comparada con el tiempo o (blanco) y la activación por calcinación a 600°C.

Los resultados presentados en la tabla V corroboraron los analizados a partir del índice de cristalinidad determinados por DRX. Además desde el punto de vista tecnológico indicaron una vía factible de sustitución parcial y quizás total **[Restrepo O.J. y Sancho J.P., 2003]** de la activación de la caolinita por tratamiento térmico, disminuyendo los gastos energéticos y consecuentemente los costos de operación en la extracción de alúmina por vía ácida.

Otro aspecto significativo y que debe ser objeto de estudio, en caso de que se profundice en el tema es que en las muestras activadas mecánicamente se produce una mayor disolución del hierro (tabla V), obteniéndose un residuo totalmente blanco, lo cual fue observado durante los ensayos. En la muestra calcinada hay una disolución parcial del Fe y el residuo tiene coloración rosada.

Tabla IV Variación del consumo de ácido con el tiempo de activación de la muestra M-3.

No. Exp.	Tipo de Molino	Tiempo de activación (min.)	Consumo de $H_2SO_4$ kg/t mineral
1	Blanco	0	4.5
2	Planetario	30	10.4
3	Planetario	60	14.3
4	Planetario	120	27.2
5	Anillo	5	22.0
6	Anillo	10	40.0
7	Calcinación	600°C	22.0

En la tabla IV se puede observar que el consumo de ácido en la muestra activada térmicamente y en la muestra activada en el molino de anillos durante 5 min. Son semejantes y es superior en la activada en anillos durante 10 min., debido posiblemente a que además de disolverse la alúmina se disuelve totalmente el hierro en esta última.

El resultado de las pruebas de lixiviación ácida realizadas a las muestras restantes de la activación mecánica de la muestra M-3 en diferentes molinos y en función del tiempo incluyendo el tiempo  $t = 0$



(blanco) se presenta en la tabla V. También se presenta el resultado de la lixiviación de la muestra calcinada a 600°C a modo de comparación.

Tabla V Resultado de las pruebas de lixiviación ácida de la muestra M-3 activada.

No. Exp.	Tipo de Activación	Tiempo de activación (min.)	Composición licor (g/l)		$\epsilon$ $\text{Al}_2\text{O}_3$ (%)
			$\text{Al}_2\text{O}_3$	Fe	
1	Blanco	0	9.12	<0.001	7.6
2	Molino Planetario	30	13.10	<0.001	10.8
3	Molino Planetario	60	16.47	<0.001	13.6
4	Molino Planetario	120	18.69	<0.001	15.4
5	Molino Anillo	5	46.35	2.99	38.2
6	Molino Anillo	10	75.93	2.20	54.9
7	Calcinada a 600°C		87.98	<0.001	62.8

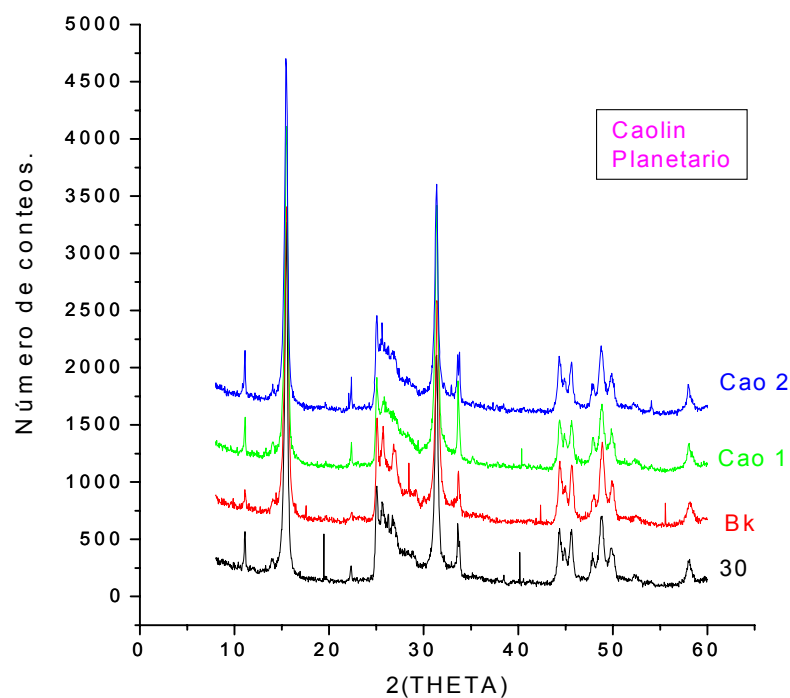
En las Fig. 1 y 2 se presentan los difractogramas correspondientes a cada muestra molida en diferentes condiciones y la muestra sin moler, en los que se puede hacer un análisis comparativo de los cambios de estructuras.

## CONCLUSIONES

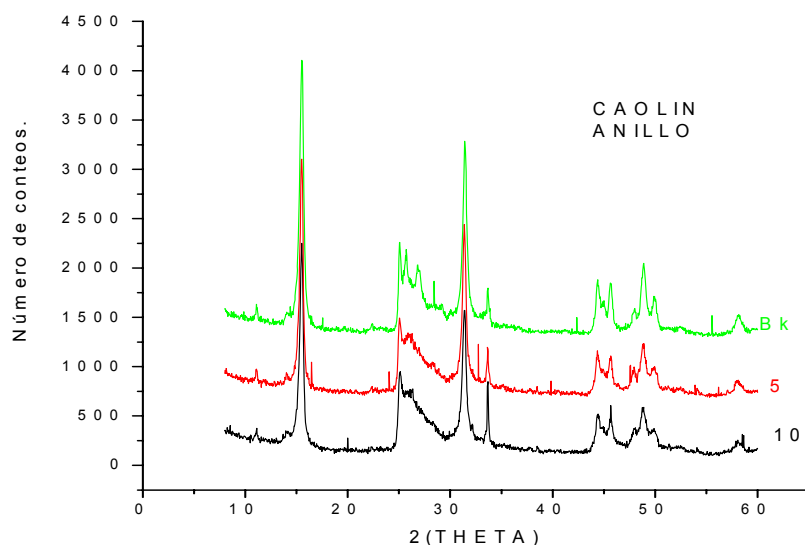
1. La activación mecánica de la muestra M-3 de mena caolinítica produce un cambio significativo en la estructura de la fase caolinita, totalmente destructivo por el efecto de cizalla del molino de anillo ya que rompe la estructura laminar de este mineral.
2. El cambio de estructura producido por la activación mecánica de la caolinita facilita la disolución de la alúmina en ácido sulfúrico y permite la sustitución parcial o total del tratamiento térmico, en dependencia de las condiciones de activación.

## BIBLIOGRAFÍA

- Conferencia de Especialista sudafricano "Producción de sulfato de aluminio en Sur África". CIPIMM, 1995.
- Galán Huertas E. Espinosa de los Motera, J. "El Caolín en España". Edit. SECV, Madrid, España, 1974.
- Hernández, A.N. y otros. Obtención de Sulfato de Aluminio a partir de caolín del yacimiento Santa Elena. CIPIMM, 1995
- Hernández, A.N. y otros. Empleo de nuevas técnicas en el procesamiento de minerales auríferos, níquelíferos industriales y no ferrosos. CIPIMM, 2005.
- Kocsárdy E, Hoydemann A, (1980). Characterization of kaolin minerals of different origin, Acta Mineralogica-Petrographica, XXIV.
- Ma. Elena R. Comunicación Personal. Centro de Balance de Unión Química Revista Tecnológica No. 3, Vol. XIX, 1989 p. 25-32
- Norma Francesa (1993). Materiales para implantes quirúrgicos. "Determinación de la cristalinidad y del tamaño aparente de cristalitas en polvos cerámicos base hidroxiapatito", Índice de clasificación: S-94-068, ISSN 0335-3931, 6 Pág.
- Revista Tecnológica No. 3. Julio – Sept. 1976. Vol. 5 pp. (62-72).
- Restrepo O.J. y Sancho J.P. Activación mecánica del caolín como vía para la fabricación de azul ultramar <http://www.minas.unalmed.edu.co/facultad/publicaciones/dyna/142/OR130503.pdf>.



**Fig.1** Difractogramas correspondientes a la muestra molida en molino planetario.



**Fig.2** Difractogramas correspondientes a la muestra molida en molino de anillo.



# EL ENFOQUE DE SISTEMA Y DE PROCESO EN EL SISTEMA DE GESTIÓN DE LA CALIDAD DEL CIPIMM

**Anolan Díaz Fernández <sup>(1)</sup>, Miguel A. Anaya Alfonso <sup>(1)</sup>, Guillermo Cilano Campos <sup>(1)</sup>**

(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero - Metalúrgica ( CIPIMM ), Carretera de Varona # 12028 Capdevila, Boyeros, Ciudad de La Habana, Cuba, CP – 11800, E-mail cipimm@ip.minbas.cu

## RESUMEN

La investigación siempre se ha visto como un proceso con nivel científico, con nivel técnico pero ajeno a la calidad, a los sistemas de calidad tradicionales.

La implantación de la ISO 9001:2000, el diseño del sistema para el centro de investigaciones y la aplicación de los concepto de enfoque de sistema y enfoque de proceso cambian radicalmente esta situación.

En el presente trabajo se propone proceso de investigaciones desarrollado en el CIPIMM con vistas a su aplicación como parte del Sistema de gestión de la calidad

El proceso está basado en los principios de calidad total, gestión de la calidad según ISO 9001:2000 Sistemas de gestión de la calidad, requisitos, cumple el ciclo Deming en todas sus partes y en la experiencia existente en la Institución en más de 30 años de trabajo exitoso e ininterrumpido.

El proceso está concebido en tres etapas: Planificación, Ejecución, Seguimiento, medición, análisis y Mejora.

Tal y como está desarrollado el proceso es factible su utilización en otros centros de similares características.

## ABSTRACT

## SYSTEM AND PROCESS APPROACH IN THE CIPIMM'S QUALITY SYSTEM MANAGEMENT.

Research has always been seen as a process apart from quality management, mainly because its depth is unknown. Implementation of ISO 9001:2000, the design of the system itself in the research center and the application of the approaches of the system and the process, radically change this conception inside the institution.

This work shows the quality system management in CIPIMM, which main axle is the research process and the scientific and technical services and the insertion of these approaches in the conception of the system itself.

All the processes of the system fulfill the principles of total quality, the principles of quality management according to ISO 9001:2000, the Deming cycle and incorporate the experience existing in the Institution.

From the definition of the strategic lines of the center based on the needs of the clients and the interested parts, the definition of the objectives that communicate, disaggregate and provoke a chain reaction of planning the resources of every kind to the drawing of the business Plan, its execution and fulfillment in the results of projects and scientific and technical services, all the process translate in the achievement of the main objective, client's satisfaction.

## INTRODUCCIÓN

En el CIPIMM se cumplen los principios de la planificación estratégica. Periódicamente se revisan y actualizan los parámetros estratégicos de la institución para lograr la permanencia del centro en el ambiente turbulento en que desarrolla sus acciones. Esta actualización permite trazar líneas estratégicas y objetivos generales actualizados que mantienen al centro en la competencia.

Estos objetivos generales de la institución en la práctica se materializan principalmente en investigaciones que se ejecutan de acuerdo a su nivel y profundidad a través de proyectos de

investigación y servicios científico técnicos. Las áreas de investigación al igual que el resto de las áreas del centro definen a partir de los objetivos de la alta dirección sus objetivos propios.

Por lo general cada objetivo en el área de investigación puede identificarse con investigaciones que a su vez definen sus objetivos específicos, y que con el diseño del sistema incluye la identificación de sus riesgos y la respuesta correspondiente para lo cual ha desarrollado un proceso.

Las áreas de investigación planifican sus actividades, generalmente desde el año anterior en la definición, completamiento y aprobación de los requisitos del cliente previo conocimiento de la capacidad del centro para dar respuesta a los objetivos planteados, y buscando su aprobación para avanzar en la propuesta de la futura investigación, siempre en línea con los objetivos del centro.

Ejecutan las tareas planificadas sobre la base de un plan de calidad que contempla la organización, los recursos de todo tipo, humanos, materiales y financieros planificado, garantizados por una planificación coherente con el Plan de Investigaciones del centro.

El avance del proceso y la calidad del producto se miden aplicando las técnicas más variadas con eficiencia y eficacia.

## MÉTODOS

ISO 9001:2000 Sistemas de gestión de la calidad. Requisitos

ISO 9004: 2000 Sistemas de gestión de la calidad. Directrices para la mejora.

## RESULTADOS Y DISCUSIÓN

### **Etapas de planificación.**

En el CIPIMM se aplica la planificación estratégica a partir de la cual se actualizan y definen periódicamente las líneas estratégicas, la misión y Visión de la institución de la cual se derivan los objetivos generales de la institución

Paralelamente a la revisión de los parámetros estratégicos de la institución el área de investigaciones va elaborando las ideas y demostrando la viabilidad técnica y económico de investigaciones en consonancia con los objetivos generales del centro, realiza la consulta con clientes para lograr la aprobación de las investigaciones y se elaboran las fichas correspondientes que son propuestas y aprobadas por el Consejo científico para constituir el plan de Investigaciones del centro e integrar el Plan de Negocios de la Institución. Se desarrollan procesos de frente al cliente que marcan la diferencia del trabajo de la institución y que están relacionados con las definiciones de los requisitos y la elaboración y revisión de solicitudes y contratos...

Para lograr éxito en la gestión de investigación los investigadores elaboran ideas básicas de la investigación, desarrollan estudios conceptuales y/o estudios de viabilidad técnica y económica, identifican riesgos y elaboran respuestas que le permiten elaborar una propuesta de investigación, la planificación del proyecto y finalmente la elaboración del contrato correspondiente. Durante todos estos procesos se mantiene abierta la comunicación con el cliente.

### **Etapas de ejecución.**

Los procedimientos de Diseño, Identificación y trazabilidad, compras, evaluación de proveedores, verificación de instrumentos se requieren para la ejecución de las investigaciones y servicios científico

técnico a modo de garantizar el mejor desenvolvimiento de las actividades que se desarrollan. Todos generan evidencias objetivas imprescindibles para demostrar la calidad del proceso realizado, la calidad del producto y el grado de implantación del sistema.

Las investigaciones y servicios científico técnicos del CIPIMM se desarrollan en los laboratorios que trabajan en la implantación del Sistema de Gestión de la calidad total según la ISO 9001:2000 incorporando los requisitos técnicos específicos para laboratorios derivados de la implantación de la ISO 17025:2000.

La necesaria documentación para la ejecución de las investigaciones se concreta en documentos como el Manual de calidad así como de los Manuales de procedimientos y operaciones contribuyen a consolidar la ejecución de la investigación.

Existen del mismo modo procedimientos para llevar el control de los registros que se generan en el proceso de investigaciones y que se establecen en el procedimiento del Expediente del proyecto.

El uso del procedimiento de No conformidades, así como los procesos de acciones correctivas y preventivas incorporan a través de las evidencias objetivas que aportan la credibilidad y confianza necesaria al cliente de la implantación del proceso.

### **Seguimiento, medición, análisis y mejora.**

Esta etapa incluye los procesos que se plantean en la ISO de realización, medición y análisis del proceso de investigación y del producto del propio proceso o sea del resultado o producto de la investigación.

Con relación al proceso el seguimiento aborda los procesos de Auditoría Interna, la medición de la satisfacción del cliente, la revisión por la dirección y la mejora continua, que se evalúan trimestral, semestral o anualmente a través de informes que se envían a la dirección.

Con relación al producto, estos procesos incluyen la evaluación del producto final de la investigación avalada por la acción del Consejo Científico del centro y como acción equivalente a la liberación del producto la participación del Consejo de expertos en el que de forma parte activa el cliente y/o su representante.

El proceso de investigaciones cuenta con una carpeta que contienen el mapa del proceso así como la documentación correspondiente que ha de cumplir con todo lo regulado y establecido para el resto del sistema de gestión de la calidad implantado en el centro en cuanto a los procedimientos de control de la documentación y otros. A esta carpeta se incorporan los procedimientos o cualquier otra información que contribuya a la implementación y esclarecimiento del proceso.

Se anexan las tres etapas del mapa del proceso de Investigación.

## **CONCLUSIONES**

- El diseño del proceso de investigaciones del CIPIMM es novedoso y puede ser utilizado para procesos de otros centros con similares objetivos.
- El proceso elaborado cumple con los requisitos del sistema de gestión de la calidad según ISO 9001:2000 y el ciclo Deming.

- La implantación del procedimiento exige una estrecha comunicación con el cliente que requiere nuevos métodos de trabajo

## RECOMENDACIONES

- Tomar medidas para la implantación gradual del proceso de investigación, realizando las necesarias auditorías que identifiquen oportunidades de mejora del mismo.
- Perfeccionar las etapas del proceso de investigación y la documentación elaborada acorde con el sistema de gestión de la calidad y con los estilos de trabajo de la institución.

## BIBLIOGRAFÍA

ISO 9001:2000 Sistema de Gestión de la calidad. Requisitos

ISO 9004:2000 Sistema de gestión de la calidad. Directrices para la mejora del desempeño.

El Sistema de gestión de la calidad según la ISO 9001-2000. Dr. Anwar El-Tawil Director del programa de la ISO para países en desarrollo.

## PROCESO DE INVESTIGACIÓN. SEGUIMIENTO, MEDICIÓN ANÁLISIS Y MEJORA.

Inf. de Auditorías  
Quejas  
Reclamaciones  
No conformidades  
Inf. de clientes  
PG 04-20-03  
Método de  
Medición de la  
satisfacción

**(11)**  
**MEDICIÓN  
DE LA  
SATISFACCIÓN  
DEL CLIENTE**

Acta Consejo  
Análisis Informe  
Medición  
Satisfacción  
Plan de Acciones  
Seguimiento  
Resultados

No Conformidades  
Quejas clientes  
Reclamaciones  
Inf. Supervisión  
Cumplimiento  
Plan de acciones  
correctivas y  
preventivas.

**(12)**  
**AUDITORIA**

Inf. Auditoria  
No  
conformidades  
Plan Acciones  
Correctivas

Inf Area  
Semestre/Annu  
al  
INF satisfac  
cliente  
No  
conformidades  
Quejas

**( 13)**  
**REVISIÓN POR  
LA DIRECCIÓN**

Acta Consejo  
Plan de  
Medidas

Inf area  
Inf Auditoría  
Inf Medición de la  
Satisfac

**(14)**  
**MEJORAS.**

Mejoras del  
Proceso y del  
Producto  
Recursos

**CRITERIO:** Tareas medibles y cuantificables.  
**INDICADOR:** PLANIFICAR al menos 1 tarea para cumplir cada Objetivo propuesto (1 o más X 1)  
**MÉTODO : Cuantitativo**  
Tareas planificadas por objetivos X 100/ número de Objetivos propuestos

**MECANISMOS**  
**Recursos Materiales:**  
Computadora, materiales de oficina  
**Recursos Humanos:** Resp.  
Calidad, Directores, Calidad áreas.

**RIESGO:**  
Incumplimiento de objetivos,  
Insatisfacción de clientes,  
Incumplimientos de requisitos,  
pérdida de clientes

## PROCESO DE EJECUCIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

Contrato Plan de la calidad	Características técnicas de calidad Optimizar variable Definir problemas ecológicos Formalizar patentes Estimar costos Probabilidad de éxito técnico	Estudios de Ingeniería y costos Impacto ambiental Validar especificaciones del producto Productos intermedios Materias primas y materiales. Control del proceso y del producto Completar análisis de mercado.	Solicitudes de compra Ofertas Lista de proveedores evaluados Contratos Identificación de propiedades del cliente Características del producto Instrumentos de medición	Supervisión Resultado de controles Auditoría de los procesos y del SGC Cumplimiento de objetivos costo, plazo calidad	Presentación Informes parcial de etapas. Presentación informe final del proyecto Discusión: Consejo científico del centro Consejo de expertos UGM	Producción interna Procedimientos de producción Servicios técnicos Marketing Calidad Legales Control financiero de la gestión de la producción Calidad, costos, etc Validación del proceso.
<b>(7.1) DESARROLLO DEL PRODUCTO Y DEL PROCESO (ENSAYOS)</b>	<b>(7.2) PTA PILOTO/ ESCALA AMPLIADA</b>	<b>(7.3) ESCALADO</b>	<b>(7.4) ASEGURAMIENTO 7.4 COMPRAS PROVEEDOR 5.3 IDENTIF Y TRAZABIL. 7.5.4 PROPIEDAD CLIENTE 7.5.5 PRESERV PRODUCTO</b>	<b>(8) SEGUIMIENTO DEL PROCESO</b>	<b>(9) SEGUIMIENTO DEL PRODUCTO</b>	<b>(10) CONCLUSIÓN INFORMACIÓN CIERRE</b>
Características técnicas de calidad Optimizar variable Definir problemas ecológicos Formalizar patentes Estimar costos Probabilidad de éxito técnico	Estudios de Ingeniería y costos Impacto ambiental Validar especificaciones del producto Productos intermedios Materias primas y materiales. Control del proceso y del producto Completar análisis de mercado.	Producción interna Procedimientos de producción Servicios técnicos Marketing Calidad Legales Control financiero de la gestión de la producción Calidad, costos, etc Validación del proceso	Productos con calidad satisfactoria Proceso trazable Propiedades del cliente conservadas Producto preservado Instrumentos verificados	Informes de Auditoría de los procesos No conformidades Acciones preventivas Acciones correctivas	Acta Aprobación Consejo Científico Acta Aprobación Consejo de expertos	Elaboración del informe Facturación y cobro Cierre legal del contrato



## PROCESO DE PLANIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN



## ALTERNATIVA TECNOLÓGICA PARA LA OBTENCIÓN DE NUEVOS MATERIALES A PARTIR DE MINERALES INDUSTRIALES CUBANOS

**Mailene Duménigo Rodríguez, Nayda Hernández Martínez, Ileana Cabrera, Nilcida Álvarez, Biberto Jiménez, Lumey Marrero**

(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica (CIPIMM) Carretera Varona #12028 Km 1 ½, Capdevila, Boyeros, Ciudad de La Habana, Cuba Tel: 44-7187/643-8072/643-8360, Fax: (537)643-8082. email: [mailene@cipimm.minbas.cu](mailto:mailene@cipimm.minbas.cu)

### RESUMEN

Los minerales industriales a través del tiempo han ocupado siempre un espacio importante en la economía, dada su amplia utilización en diversas ramas de la industria. Los productos obtenidos a partir de estos minerales industriales presentan como característica general un valor agregado muy bajo por lo que el mercado interno es el principal de estos productos poco elaborado.

Entre los minerales industriales existentes en el país se encuentra la fosforita. El yacimiento de Fosforita "Trinidad de Guedes" ubicado en la provincia de Matanzas, constituye la principal reserva conocida de este mineral nuestro país. Desde hace varios años se explota la Mena Tipo II (granular arcillosa), para la producción de fertilizantes en el país, en el yacimiento existen menas que por su composición no se pueden procesar por la tecnología actual de beneficio, con vista a su futuro aprovechamiento industrial. Por tal motivo en el CIPIMM se realiza el estudio para desarrollar una tecnología que posibilite el aprovechamiento de las menas del tipo III de fosforita del yacimiento Trinidad de Guedes. Estas menas tienen en su composición un alto contenido de carbonato de calcio y el mineral de fósforo es fluorcarbonato apatita.

Otro de los minerales industriales que estudiamos es el Carbonato de Calcio que se emplea en la planta "Roberto Coco Peredo" con una capacidad de procesamiento según diseño de 120,0 Mton/año y que explota el yacimiento "Colina del Real", ubicado en la región de Tapaste en la provincia de La Habana.

En el presente trabajo se exponen los resultados de las pruebas de calcinación e hidratación del carbonato de calcio para la obtención de CCP grado farmacéutico y de las rocas fosfóricas en las que se obtiene tres productos con posibilidades de uso en la industria farmacéutica y como fertilizante bajo diferentes condiciones de temperatura y tiempos, clasificación por fracciones granulométricas y pruebas de carbonatación de la cal formada empleando para ello tres variantes de equipamiento:

- Reactor tipo Pachuca
- Reactor a presión ( autoclave)
- Reactor de alta velocidad

## TECHNOLOGIC ALTERNATIVE TO OBTAIN NEW MATERIALS FROM CUBAN INDUSTRIAL MINERALS

### ABSTRACT

Trough time, industrial minerals have always have an important place in economy due to their wide use in different branches of industry.

Phosphorite deposit "Trinidad de Guedes", located in Matanzas province, constitutes the main known reserve of this mineral in our country. Since some years ago, Deposit type II is exploited (granular-clay), but these reserves are relatively small and do not answer the future production plans of fertilizers of the country so it is necessary to study the Deposits that can not be processed through the present beneficiation technology for their future industrial exploitation. So, the CIPIMM is carrying out the study to develop a technology that makes possible to exploit the phosphorite Deposit type III from the "Trinidad de Guedes" deposit. These ores have in their composition a high content of calcium carbonate and the phosphorous mineral is apatite fluorocarbonate.



In the present work are shown the results of the burning and hydration tests of the phosphoric rocks from which the three products with possibilities of use in the pharmaceutical industry and as fertilizers under different temperature and time conditions, classified by granulometric fractions and carbonation tests of the lime formed using for it three alternative equipments:

- Pachuca type Reactor
- Pressure Reactor (autoclave)
- High Speed Reactor

## INTRODUCCIÓN

### • Roca Fosfórica Calcárea

Con el nombre de Fosforitas, Rocas Fosfóricas, etc., se conocen las aglomeraciones de Apatito muy comunes en rocas sedimentarias en forma de masas granulares, compactas, microcristalinas, a veces con vetas transversales y masas terrosas. Se encuentran también en pseudomorfosis en sustitución a huesos de animales y restos de plantas

El grupo del apatito esta representado por los compuestos de formula general  $A[XO_4]_3Z$ , donde:

$A = Ca^{+2}$ ;  $Pb^{+2}$ ; y en mezclas isomorfas  $Mn^{+2}$ ;  $Sr^{+2}$ ; etc.

$X = P$ .

Como aniones suplementarios están:  $F^-$ ;  $Cl^-$ ;  $[OH]^-$ ;  $O^{2-}$ ;  $[CO_3]^{2-}$ .

Una particularidad notable de este grupo es que el anión complejo  $[PO_4]^{-4}$ , puede ser sustituido parcialmente  $[SiO_4]^{-4}$ , combinado con el anión  $[SO_4]^{-2}$ .

Las variedades minerales más comunes son:

- Fluorapatito:  $CaO - 55.5 \%$ ;  $P_2O_5 - 42.3 \%$ ;  $F - 3.8 \%$ .
- Cloroapatito:  $CaO - 53.8 \%$ ;  $P_2O_5 - 41.0 \%$ ;  $Cl - 6.8 \%$ .
- Carbonato-apatito, etc

El yacimiento de Fosforita "Trinidad de Guedes" ubicado en la provincia de Matanzas, constituye la principal reserva conocida de este mineral en nuestro país. . En el yacimiento se distinguen 4 tipos de menas:

- ❖ Tipo I. Mena arcillosa que se caracteriza por su alto contenido de  $R_2O_3$  y también de  $P_2O_5$  y constituye la parte superior del yacimiento.
- ❖ Tipo II. Mena rica en  $P_2O_5$  ( $>15\%$ ) y que es la que se explota en la actualidad.
- ❖ Tipo III. Mena de contenido medio de  $P_2O_5$  ( $10-15 \%$ )
- ❖ Tipo IV. Mena pobre ( $<10 \%$   $P_2O_5$ )

### ❖ Caliza

Las rocas carbonatadas forman alrededor del  $15 \%$  de la corteza terrestre, tienen una amplia distribución, gran utilización y fácil explotación. De ellas las más abundantes e importantes para la industria son las formadas por carbonato de calcio.

El carbonato de calcio ( $CaCO_3$ ), es el más común de los minerales que no contienen silicio, y es la fuente principal de la mayoría de los compuestos de calcio comerciales y del calcio metálico.

En la naturaleza la forma más común de encontrarlo son la roca caliza y la creta.

La caliza es la forma común en que se presentan los yacimientos cubanos, su composición química pura es:  $\text{CaO}$  – 56 % y  $\text{CO}_2$  – 44 %. Su color es generalmente blanco a incoloro, pero en función de las impurezas puede ir del grisáceo – pardo a negro.

El presente trabajo tiene como objetivo presentar una tecnología que posibilita la obtención de nuevos materiales que dan valor agregado a la producción del yacimiento Trinidad de Guedes y del yacimiento de carbonato de calcio de Colina del Real.

Para nuestro estudio a partir del yacimiento de Trinidad de Guedes se tomo una muestra de la Mena tipo III de contenido medio de  $\text{P}_2\text{O}_5$  (10-15 %) y alto contenido de calcita. Debido al bajo contenido de  $\text{P}_2\text{O}_5$ , este tipo de Mena requiere ser beneficiada para su concentración hasta un mínimo de 24 % de  $\text{P}_2\text{O}_5$  para emplearlo en la industria de fertilizantes. El beneficio se realiza por métodos pirometalurgicos ya que por la poca diferencia en las propiedades físicas de los minerales portadores de fósforo y calcita los beneficios convencionales no son adecuados.

La caliza se tomo de la planta de producción de carbonato de calcio “Coco Peredo”, correspondiente a la fracción -50+20 mm.

Para ambos materiales se empleo el método Calcinación- Hidratación – Separación y la posterior carbonatación en tres reactores diferentes, pachuca, autoclave y de alta velocidad.

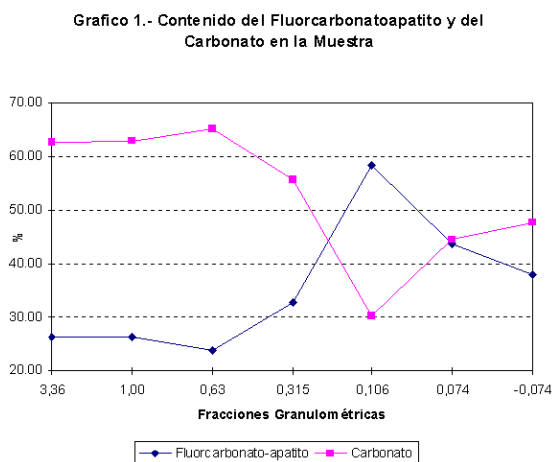
## Identificación de los principales componentes en el mineral

### Caracterización de la muestra

- **Roca Fosfórica**

El estudio de la composición sustancial de la muestra del yacimiento “Trinidad de Guedes”, se realizó sobre la base de análisis Petro-mineralógicos, granulométricos y de fases y químico, lo cual nos permitió profundizar en el conocimiento de las características mineralógicas y la distribución granulométrica de los minerales principales en la mena triturada.

Del estudio mineralógico podemos decir que la muestra está constituida por Calcarenitas fosfatizadas en las cuales los principales minerales son Fluorcarbonatoapatito, Calcita, Glauconita y cuarzo; siendo el Fluorcarbonatoapatito el principal mineral de fosfato encontrándose en las formas siguientes: Coprolitos, Fósiles fosfatizados e impregnación en el cemento.



## Resultados de la Caracterización Química

	% $P_2O_5$	% CaO	% $SiO_2$	% $Al_2O_3$	% $Fe_2O_3$	% $Na_2O$	% $K_2O$	% MgO	% F	% PPI
<b>MUESTRA</b>	13,15	38,21	13,35	6,45	3,97	0,29	0,11	0,63	0,99	22,85

### • Caliza

El material tiene alta pureza, coloración muy blanca y el peso específico es de  $2.69 \text{ g/cm}^3$ . Por cada unidad de caliza, hay un 98% de pureza, es decir, 0.98 % de  $CaCO_3$ .

Composición Química (%) de la fracción -50+20mm de caliza producida en "Coco Peredo"

	% $CaCO_3$	% $Na_2O$	% $SiO_2$	% $Al_2O_3$	% $Fe_2O_3$	% $K_2O$	% MgO	% PPI
<b>MUESTRA</b>	98.11	0.13	0.19	0.006	0.038	<0,12	0.024	41.95

## MÉTODO DE BENEFICIO

### Estudio de la Calcinación-Hidratación

Como mencionamos anteriormente por el alto contenido de calcita y la poca diferencia en las propiedades físicas entre esta y el  $P_2O_5$  el beneficio debe realizarse mediante la calcinación-hidratación a temperaturas superiores a  $800^\circ\text{C}$  para que se produzca la descomposición térmica, según la reacción 1, produciendo la pérdida de peso por desprendimiento del  $CO_2$  gaseoso incrementando la ley de  $P_2O_5$  en el producto tratado térmicamente además mediante la hidratación de la cal formada (CaO) según la reacción 2 y la separación se elimina este óxido incrementando el contenido en peso de  $P_2O_5$  en el concentrado.

1. Calcinación:  $CaCO_3 + \text{CALOR} = CaO + CO_2$  que se libera; CaO: Óxido de Calcio (Cal viva)
2. Hidratación o apagamiento:  $CaO + H_2O = Ca(OH)_2$

### Calcinación

La temperatura de trabajo fue de  $960^\circ\text{C}$  y se seleccionó debido a que en derivatograma del ATD, realizado en trabajos anteriores a la muestra, se observó un efecto asociado a la descomposición de la calcita en el rango de  $860$  a  $960^\circ\text{C}$ . Teniendo esto en cuenta se realizaron pruebas de calcinación en este rango observándose, con análisis de fases por DRX, que a  $960$  se producía la reacción completa.

Las pruebas se diseñaron con variación en tiempo de calcinación (1.5 h, 2.5h, 3.0h) en condiciones estáticas.

Los productos calcinados a diferentes tiempos se pesaban antes y después de la calcinación para determinar la pérdida de peso como una medida de evaluar el grado de descomposición. Los resultados fueron los siguientes:

Tiempo Calcinación (h)	Peso inicial (g)	Peso final (g)	Diferencia Peso
1.5	200	157.8	42.2

2.5	200	156.7	43.3
3.0	200	157.6	42.4

No se apreció una diferencia significativa en la calcinación desde el punto de vista de pérdida de peso asociada a la descomposición de la calcita, además con el análisis de RX se determinaron las fases pudiéndose ver en todas en todos los casos una descomposición adecuada.

### Hidratación

Para la obtención de los productos se realiza la hidratación del producto calcinado. Para ello el calcinado se enfriaba hasta 500° C , se que echaba en agua con una relación 5:1 , se agitaba y se dejaba decantar durante 2.5 min. Transcurrido este tiempo se somete a separación y clasificación vía húmeda pasándola por tamices de 200 y 325 mallas obteniéndose tres fracciones:

+200 mallas	Concentrado de fósforo
-200+325 malla	Producto medio
-325 mallas	Cal hidratada

Los valores de  $P_2O_5$  de los concentrados estaban entre 30-38 %.

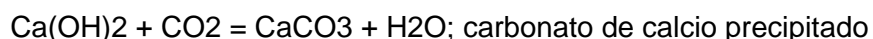
Para la caliza se prepara una lechada de 70-80 g/L de CaO y un tiempo de 80- 100 minutos.

La cal hidratada era sometida a carbonatación en los correspondientes reactores.

Se realizó además la cinética de decantación después de la hidratación a diferentes tiempos y analizando el contenido de  $P_2O_5$  para cada tiempo.

### Carbonatación

El carbonato de calcio precipitado se obtiene por un proceso *físico-químico*, denominado carbonatación, en el cual se precipita el calcio en forma de carbonato de calcio. Éste se caracteriza por tener menos impurezas, mayor brillo y una morfología controlada. La mecánica del proceso consiste en pasar  $CO_2$  en forma de gas a una solución de lechada de cal, donde tiene lugar a la siguiente reacción química:



La carbonatación se realizó a los productos de cal obtenidos en la hidratación empleando para ello tres reactores diferentes

- Reactor tipo Pachuca
- Reactor a presión ( autoclave)
- Reactor de alta velocidad

Reactor tipo Pachuca: construido de acrílico con capacidad útil de 1.5 L, sistema de alimentación con mangueras adaptadas y distribuidor de gases por el fondo que permite la agitación por burbujeo.

Reactor a presión (autoclave)

Carbonatación a presión con  $CO_2$ : Carbonatación en autoclave de pulpas al 10% en agua bajo presiones de  $CO_2$  de 2 y 5 atmósfera con un tiempo de retención de 30 min. (Referencia: I 217, Valdés Aurelio, 1990, CIPIMM)





**Reactor de alta velocidad:** Este invento se relaciona con el campo de la tecnología química, específicamente en las plantas de producción de carbonato de calcio precipitado a partir de lechadas de cal y gases conteniendo anhídrido carbónico ( $\text{CO}_2$ ).

Este procedimiento de obtención de carbonato de calcio precipitado se caracteriza porque se mezclan flujos determinados de lechada de cal y gases conteniendo anhídrido carbónico en un reactor de alta velocidad, obteniéndose carbonato de calcio precipitado que responde a las especificaciones más rigurosas existentes para esta forma de producto, las cuales se corresponden con las de las industrias farmacéuticas, de jabonería y perfumería, etc.

Este procedimiento conlleva estar en presencia de un sistema de tres fases (sólido – líquido – gas) por lo que existirían distintos patrones o formas de flujo dependiendo éstas de la velocidad del líquido – velocidad del gas. Estos patrones tienen una gran influencia en la velocidad de reacción ya que dependiendo del tipo de patrón aumentará o disminuirá el grado de contacto entre las fases.

La investigación en cuestión fue realizada en escala de banco utilizando un reactor de 0,5 cm de diámetro.

A la lechada de cal obtenida a partir de la calcita se le realiza un diseño de experimento para obtener el óptimo de carbonatación, para este diseño se tuvieron en cuenta los resultados de trabajos anteriores realizados por José Castellanos y otros (1).

Flujo lechada (l/min)	Flujo $\text{CO}_2$ (l/min)	pH	$\text{CaCO}_3$ (%)
0.5	10	7.6	99.5
0.5	20	6.91	99.5
0.25	10	6.7	98.9
0.25	20	6.4	99.5
0.4	15	6.3	99.5
0.4	15	6.39	99.5
0.4	15	6.29	99.5

Para la fosforita la lechada de cal utilizada se preparó a partir de  $\text{CaO}$  obtenido al calcinar la fosforita. El apagado de este  $\text{CaO}$  se realizó con agua en una relación L/S:5/1. Para la carbonatación se utilizó el  $\text{CO}_2$ .

Los flujos de pulpa y de gases utilizados fueron de 0,25 – 0,5 l/min y de 10 – 20 l/min respectivamente. Se tomaron estos flujos a partir de la experiencia de un diseño  $2^2$  realizado para la carbonatación de calcita.

De acuerdo a los parámetros fijados, la carbonatación es alcanzada en un tiempo de 60 – 80 segundos.

En las condiciones anteriores se realizaron dos pruebas con cinética de separación del producto de carbonatación para determinar el tiempo en el que se obtiene el mayor porcentaje de carbonato de calcio.

Flujo lechada (l/min)	Flujo $\text{CO}_2$ (l/min)	Tiempo (min)	$\text{P}_2\text{O}_5$ (%)	$\text{CaCO}_3$ (%)
0.5	20	2	8.57	87.26
0.5	20	3	8.56	87.26
0.5	20	7	9.74	85.66
0.5	20	10	10.52	86.19

0.25	10	2	9.84	86.19
0.25	10	3	10.29	85.66
0.25	10	7	10.68	85.13
0.25	10	10	11.20	85.13

Es posible obtener carbonato de calcio con porcentajes superiores al 99% a partir de la caliza y superiores al 85% a partir de la fosforita empleando el reactor de alta velocidad con flujo de CO<sub>2</sub> entre 10-30 l/min y flujo de lechada entre 0.25-0.5 l/min con tiempos de retención entre 60 y 80 segundos.

### Características de los productos obtenidos

- Roca fosfórica calcárea**

Carbonato de Calcio Precipitado

% CaCO <sub>3</sub>	% P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	% CaO	% Ins.HCL	Densidad Real g/cm <sup>3</sup>
93.6-95	1.5-2.25	1.4	1.37	2.60

Cumple farmacopea (Ba<sup>-2</sup>, SO<sub>4</sub><sup>-2</sup>, Cl<sup>-2</sup>)

Concentrado de fosforita

% P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	% CaO	% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Na <sub>2</sub> O	% CaCO <sub>3</sub>	% MgO	% F
30.29	2.72	4.88	1.73	2.62	0.66	60.15	0.51	1.43

Producto mezcla (carbonato)

% P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	% CaO libre	% CaCO <sub>3</sub>
8.46	1.4	82.73

- Caliza**

Carbonato de Calcio Precipitado

% CaCO <sub>3</sub>	% CaO libre	% SiO <sub>2</sub>
98.53-99.56	0.24	0.07

Cumple farmacopea (Ba<sup>-2</sup>, SO<sub>4</sub><sup>-2</sup>, Cl<sup>-2</sup>), insolubles en acético, pérdida por secado

Color: muy blanco

Densidad de vertido: 0.316 g/cm<sup>3</sup>

Densidad de asentamiento: 0.49 g/cm<sup>3</sup>

Tamaño partícula: 100% < 45 micras  
Densidad real: 2.68 g/cm<sup>3</sup>

## CONCLUSIONES

- Se desarrolló un esquema flexible para el procesamiento de la caliza y la roca fosfórica calcárea
- Se obtuvo un concentrado de fósforo con contenido de  $P_2O_5$  > 30 % y un producto intermedio constituido por mezcla de fosforita y cal o carbonato que puede ser empleado como alimento animal.
- A partir de la caliza se obtiene el CCP grado farmacéutico

## RECOMENDACIONES

Seguir profundizando en la etapa de separación del concentrado de fósforo y cal puesto que en el producto final CCP para uso farmacéutico se determinó la presencia del mineral de fósforo como impureza, el cual debe ser separado más eficientemente

## BIBLIOGRAFÍA

- Castellanos J. y otros. Obtención de carbonato de calcio precipitado con el empleo del reactor tubular. CIPIMM, 1991.
- Hernández A. N. y otros. Procesamiento de la mena del tipo III de fosforita del yacimiento Trinidad de Guedes mediante calcinación-hidratación. CIPIMM, 2001.
- Klassen V.L. Beneficio de Minerales. Editorial Química, Moscú, 1983. pág. 304.
- Rosell M. y otros. Estudio del beneficio por calcinación de la fosforita del yacimiento Loma de Candela 11-50 CIPIMM 1987.
- Rosell M. y otros. Estudio del beneficio por calcinación de la fosforita del yacimiento Meseta Roja. CIPIMM, 1986.
- Rotabilakana L. D y otros. Beneficio del mineral fosfático. Editorial Nedra. Moscú, 1979. p. 261.
- Samalea G., Bobes L. Y Kasovin L. Separación de cobalto de soluciones amoniacales con ácido sulfúrico en reactores tubulares. Revista La Minería en Cuba Vol. 4 No. 4 1978 p (3-10).
- Valdés Aurelio, : I 217, 1990, CIPIMM)



## **BIBLIOTECA VIRTUAL: REDES DE CONOCIMIENTO UNA ALTERNATIVA VIABLE DE GESTION DE CONOCIMIENTOS EN ORGANIZACIONES DE INVESTIGACIONES**

**Ismari Salgado Machín, Maritza Romero, Isis Hernández, Maria del Carmen Pérez, Tania Vigoa, Cristina Vigoa**

***Centro de Investigaciones para la Industria Minero-metalúrgica (CIPIMM)***

### **RESUMEN**

El cambio continuo es el signo de los tiempos actuales que todo lo modifica. Este cambio constante arrastra la transición de las organizaciones a organizaciones de información científicas cada vez más modernas.

Es importante puntualizar el papel protagónico de la Biblioteca en los escenarios actuales que sobrepasa lo que antes denominábamos una función de apoyo para dar paso a nuevos modelos de servicios bibliotecarios teniendo la información como un recurso estratégico, cuya función es producir conocimientos.

Nuestro aporte en este sentido, radica en hacer viable la gestión del conocimiento, a partir de la organización e implementación de la Biblioteca Virtual del CIPIMM, creando una plataforma de aprendizaje flexible que sirva de apoyo para la creación de nuevos proyectos de Investigación + Desarrollo, Innovaciones tecnológicas y Transferencias de Tecnologías, así como la creación Red de Conocimiento fundamentalmente para una Banco de Información sobre el Programa de Aprovechamiento Económico de los Residuales de la Industria del Ni (PRAERIN), que será enriquecido y a la vez diseminado a través de esta red (Red Minera) entre las instituciones e investigadores que participan en el Programa con el objetivo de lograr una política estratégica adecuada de I+D, teniendo en cuenta los intereses del país, con una organización capaz de administrar, crear, difundir, adaptar y utilizar los conocimientos valiosos en la integración de negocios, tecnología, servicios, productos y mercados.

### **VIRTUAL LIBRARY: NETS OF KNOWLEDGE, A VIABLE ALTERNATIVE OF KNOWLEDGE MANAGEMENT IN SCIENTIFIC AND RESEARCH ORGANIZATIONS.**

### **ABSTRACT**

The continuous change is the modern age sign that modifies everything. This constant change brings the transition of organizations to scientific information organizations which are more modern each day.

It is important to point out the protagonic role of the Library in modern stages, which surpasses what we used to call a supporting function to give birth to new models of librarian services, making information a strategic resource to produce knowledge.

Our contribution in this sense is to make viable the knowledge management, based on the organization and implementation of the Virtual Library of CIPIMM, creating a flexible learning platform to support the creation of new Research and Development projects, technological innovations and technology transfers, as well as the creation of a Net of Knowledge mainly for an Information Bank about the Economic Exploitation Program for the Ni Industrial Wastes (PRAERIN), which will be enriched and spread through this net (Mining Net) among other institutions and researchers that participate in this Program, to achieve an adequate R+D strategic policy, taking into account our country's interests, with an organization capable to manage, create, spread, adapt and use the valuable knowledge in the integration of business, technologies, services, products and markets.

### **INTRODUCCIÓN**

Los orígenes de la escritura se remontan a más de 4000 años. Mesopotamia fue su indiscutible cuna y en los diversos reinos de este espacio territorial, se fueron desarrollando las incipientes formas de escritura y las primeras bibliotecas creadas por la humanidad.

Los primeros soportes de la escritura en este contexto fueron las célebres tablillas de arcillas, en ellas se acentuaron los primeros libros creados por la humanidad. Con esto surge un objeto indisoluble vinculado a las bibliotecas: **el libro**.

Un momento excepcional del desarrollo de las Bibliotecas sin lugar a duda lo fue la creación de la Biblioteca de Alejandría que comienza a ver la biblioteca bajo una nueva concepción es decir “no solo como el conjunto de conocimientos registrados, organizados y acumulados, sino que insinúa una incipiente preocupación en torno a que una de las funciones de estas instituciones era aquella que tiene en cuenta la utilización de ese caudal de conocimientos preservados.

Con el de cursar del tiempo esta concepción recobra más fuerza o sea la sociedad va conociendo el valor de la información como recurso.

En este sentido consideramos que la información constituye un elemento fundamental para el desarrollo, dado que el contar con información se traduce en productos y servicios de alta calidad, mayor competitividad, adecuada toma de decisiones, con las ventajas adicionales de tener un efecto multiplicador superior al de otros recursos, de no desgastarse con el uso y de permitir su transmisión o duplicación casi instantáneamente.

Es importante entonces puntualizar el papel protagónico de la biblioteca en los escenarios actuales que sobrepasa lo que antes denominábamos una función de apoyo para dar paso a nuevos modelos de servicios bibliotecarios teniendo la información como recurso estratégico cuya función es producir conocimientos.

## **BIBLIOTECA VIRTUAL DEL CIPIIMM**

El desarrollo desenfrenado de las nuevas Tecnologías de Información y Comunicación han permitido pasar de las fuentes tradicionales en papel a las fuentes soportadas en los diferentes formatos electrónicos: CD-ROM, Intranet e Internet.

Este beneficio tecnológico permite la gestión de información, así como el almacenamiento, mantenimiento, actualización y conservación de los documentos.

Nuestro aporte en este sentido, radica en hacer viable la gestión del conocimiento, a partir de la organización e implementación de la **Biblioteca Virtual del CIPIIMM**, creando una plataforma de aprendizaje flexible que sirva de apoyo para la creación de nuevos proyectos de Investigación + Desarrollo, Innovaciones tecnológicas y Transferencias de Tecnologías a partir de las necesidades de nuestros usuarios potenciales internos ( investigadores, expertos, directivos del Grupo Empresarial Geominsal ) y usuarios potenciales externos (profesores, estudiantes de las carreras de Metalurgia, Minería, Ingeniería Química entre otras especialidades.

## **ARQUITECTURA DE LA BIBLIOTECA VIRTUAL DEL CIPIIMM**

La biblioteca fue estructurada por un grupo multidisciplinario de especialistas del CIPIIMM: Gestor de Información Bibliotecario, Informático, Especialista en Patentes, Traductor, técnicos en Bibliotecología.

Primeramente se realizó una revisión del fondo documental pasando este fondo a soporte digital. Quedando una colección organizada de documentos digitales en programa Access estructurada en diferentes bases de datos utilizando diversas etiquetas (Autor, Materia, Código, Título de la Fuente,

Año, entre otras) dotándose del algoritmo y software idóneos para el acceso a los mismos permitiendo la consulta a través de la Intranet.

La comunicación científica se establece en lenguaje natural (aunque conocemos que tiene muchísimas dificultades para el tratamiento de la información) ya que está estructurado por infinidad de miles de palabras sujetas a diferentes accidentes léxicos semánticos (polisemia, sinonimia, símil, metáfora, entre otros) que en muchos casos atentan contra la comunicación precisa y exacta.

En nuestro caso el tratamiento, gestión y recuperación de la información se establece a través de la indización automatizada y una lista de términos especializados.

Haciendo un poco de historia podemos decir que la indización automatizada ha tenido tres momentos:

Un primer momento donde las palabras se entendían como objetos.

Un segundo momento donde es primordial el análisis lingüístico para la desambiguación de conceptos.

Un tercer momento denominado indización "inteligente" ya que se trata de abstraer no sólo conceptos sino modelos conceptuales fundamentados en Bases de Conocimiento.

## **¿QUÉ ENCONTRAMOS EN LA BIBLIOTECA VIRTUAL DEL CIPIMM?**

En esta Biblioteca organizada digitalmente encontramos todo el acervo científico de nuestra institución:

Libros especializados  
Obras de Referencias  
Publicaciones Científicas  
Informes de Investigaciones  
Informes Técnicos  
Informes Varios  
Informaciones  
Patentes  
Traducciones  
Fotocopias  
Boletín Electrónico INFOMIN

Se prevé en el futuro incluir publicaciones electrónicas especializadas a texto completo.

## **VENTAJAS DE LA BIBLIOTECA VIRTUAL**

Actualización ágil y rápida de las colecciones

Reducción del espacio

Protección de los documentos.

Mejora en el servicio



Es una plataforma eficaz para implementar la difusión científica de información (Diseminación Selectiva de la Información) hacia la comunidad científica).

## RESULTADOS ESPERADOS

La Biblioteca Virtual y sus especialistas juegan el rol de ser aquellas personas en documentación que dejarán de ser intermediarios entre la fuente de información y el usuario final para convertirse en el técnico que colabora en el establecimiento de las redes de información con la tecnología de información.

Mayor eficiencia en los procesos investigativos a partir de un mayor y mejor uso de la información actualizada.

Incorporación de los conocimientos a los productos elevando su valor permitiendo el desarrollo e implementación de nuevas tecnologías.

Actualizarse e insertarse en los circuitos internacionales de producción y difusión del conocimiento.

Podemos adelantar que en una segunda fase de este proyecto se podrá acceder a esta Biblioteca desde lugares más remotos o sea que trasciende de los marcos del CIPIMM a través de las líneas telemáticas y las tecnologías de Comunicación e Información creando lo que llamaremos RedMinera.

## BIBLIOTECAS MODERNAS: REDES DE CONOCIMIENTO

La explosión de la información digital ha obligado a las Organizaciones de Información Científica a hacer grandes inversiones para la adquisición y uso de las tecnologías de la información y la comunicación, así como proponerse nuevos objetivos y nuevos modelos organizativos. Así pues, las TIC han transformado en los últimos 100 años, las formas de organización de la comunidad científica, cuyo enfoque se centra hoy en la cooperación y en las alianzas estratégicas. Así surgen las redes del conocimiento.

## ¿QUE ES UNA RED DE CONOCIMIENTOS?

Para un bibliotecario (documentalista, archivólogo, especialista en información): agrupamiento de personas e instituciones dedicadas al a producción y difusión de la información sobre un tema o temas determinados y cuyo énfasis es la información que facilita la prestación de servicios al conjunto de usuarios interesados en un área del conocimiento determinada.

Conceptualmente Red del Conocimiento es un grupo multidisciplinario de personas e instituciones que se asocian para investigar o desarrollar proyectos con sentido social y para ello se apoyan en la información que aportan y fluye por redes de información, la cual es transferida a través de las redes telemáticas.

## RED MINERA

El caso que nos ocupa es la creación de una Red de Conocimiento fundamentalmente para una Banco de Información sobre el Programa de aprovechamiento económico de los residuales de la industria del Ni ,que será enriquecido y a la vez diseminado a través de esta red (Red Minera) entre las instituciones e investigadores que participan en el Programa con el objetivo de lograr una política

estratégica adecuada de I+D, teniendo en cuenta los intereses del país, con una organización capaz de administrar, crear, difundir, adaptar y utilizar los conocimientos valiosos en la integración de negocios, tecnologías, servicios, productos y mercados

## **OBJETIVOS DE LAS RED MINERA.**

- Mejorar la calidad del trabajo académico y científico.
- Optimizar la gestión del conocimiento.
- Crear y fortalecer la cooperación y el aprovechamiento de recursos.
- Posibilitar el libre flujo de información con los grupos sociales.
- Establecer servicios y productos informativos que permitan reducir la incertidumbre en diferentes áreas del conocimiento.
- Ofrecer métodos y técnicas que faciliten los procesos de innovación tecnológica a partir de criterios de expertos.
- Crear espacios de discusión que faciliten el intercambio del conocimiento a través de actividades científicas.

## **VENTAJAS DE LAS REDMINERA.**

- Mayor eficiencia en los procesos investigativos a partir de un mayor y mejor uso de la información actualizada.
- Bases de Datos cuya información circule a través de la Red.
- Publicaciones.
- Servicios de Información con valor agregado, diseñados a la medida de los investigadores.
- Mapas conceptuales.

## **RESULTADOS ESPERADOS**

- Crear una Base de Información del Programa PRAERIN que permita la actualización permanente de todos los participantes.
- Fortalecer la Propiedad Industria en general en todas las esferas del MINBAS con vista a recuperar todo el desarrollo tecnológico, innovación.
- Dar valor agregado a los residuales mineros con incorporación de los conocimientos y nuevas aplicaciones para transformar los residuales sólidos y líquidos en productos comerciales o su deposición a bajo costo.
- Mantener actualizado a los especialistas en el avance tecnológico en la temática relacionada con la industria del NI.

## **CONCLUSIONES**

- Los servicios bibliotecarios tradicionales concebidos como materiales almacenados en estantería y con usuarios presentes en la Organización de información, ya son insuficientes para promover información a la comunidad académica, científica e investigativa. Cada vez es más necesario el uso e implementación de las TIC (Tecnologías de Información y Comunicación) y sus productos: Bibliotecas Digitales, Virtuales, Electrónicas, el uso de la Multimedia y Redes de Conocimiento en el desarrollo de nuevos modelos de Gestión del Conocimiento en unidades de información con ambientes académicos, científicos y de investigaciones lo cual permitirá una biblioteca más activa en la producción del conocimiento.



- La creación de la Biblioteca Virtual del CIPIMM nos ha permitido ubicarla como la plataforma científico-técnica patrimonial de la institución permitiendo no solo la difusión de información especializada a los miembros de la comunidad científica sino la interacción y retroalimentación con los documentalistas o bibliotecarios.
- La administración del conocimiento es una acción prioritaria en las empresas, organizaciones, instituciones en general, a partir de una estrategia diferente: las Redes del Conocimiento

## BIBLIOGRAFÍA

- Faloh Bejerano R. Redes del conocimiento. Empresas de clase en Cuba. 2002. En: Faloh Bejerano R, Fernández de Alaiza MC. Gestión del conocimiento: concepto, aplicaciones y experiencias. La Habana : Empresa de la Gestión del Conocimiento y La Tecnología , 2002. Lladó Martí E. Redes de conocimiento peer-to-peer para la gestión de destinos turísticos: un caso de estudio en las islas Baleares [en línea]. 2004. Disponible en: [http://www.ibit.org/dades/doc/522\\_es.pdf](http://www.ibit.org/dades/doc/522_es.pdf) [Consultado: 14 de julio del 2004]. Spek R, Hoog R. Towards a methodology for knowledge management. Proceedings 2nd International Symposium on the Management of Industrial and Corporate Knowledge ISMICK'94, pages 93– 102, IIIA, Compiègne , France , 1994.
- Broadbent M. The Phenomenon of Knowledge Management: what does it mean to the information profession?" Information Outlook 1998;2(5):23-31.
- Malhotra Y. Knowledge Management, Knowledge Organizations & Knowledge Workers: A View from the Front Lines [en línea]. 1998. Disponible en: <http://www.brint.com/interview/maeil.htm> [Consultado: 20 de marzo del 2004].
- Van Buren ME. Midiendo la gestión del conocimiento. Training & Development Digest. 2000;22:70-7.
- Kouloupoulos TM, Frappaolo C. Smart: Lo fundamental y lo más efectivo acerca de la Gerencia del Conocimiento. Bogotá: McGRAW HILL Interamericana, 2000.
- McDermott R. Cómo asegurar el éxito de las comunidades de conocimiento? En: Centro Internacional de Educación y Desarrollo (CIED). Gerencia del conocimiento: potenciación del capital intelectual para crear valor. Caracas: Fondo Editorial del Centro Internacional de Educación y Desarrollo, 2000.
- Yoguel G, Fuchs M. Desarrollo de redes de conocimiento. Estudios sobre empleo. 2003. [en línea] Disponible en: [http://www.mecon.gov.ar/crecimiento/5\\_estudios/2\\_empleo/d\\_desarrollo\\_redes\\_conocimiento.pdf](http://www.mecon.gov.ar/crecimiento/5_estudios/2_empleo/d_desarrollo_redes_conocimiento.pdf) [Consultado: 5 de julio del 2004].
- Lastres H, Ferraz J. Economia da informacao, de conhecimento e do aprendizado. En: Lastres H, Albagli S. Informacao e Globalizacao na era do conhecimento. Rio de Janeiro : Campus, 1999. p.27-57.
- Lipietz A. Rebel sons: The regulation school [en línea]. French Politics and Society 1987;5(4). Disponible en: [http://lipietz.net/article.php3?id\\_article=750](http://lipietz.net/article.php3?id_article=750) [Consultado: 10 julio 2004].
- Sanguino R. La gestión del conocimiento. Su importancia como recurso estratégico para la organización [en línea]. 2003. Disponible en: <http://www.5campus.org/leccion/km> [Consultado: 20 de julio del 2004].
- Meyer-Stamer J. Path dependence in regional development: persistence and change in three industrial clusters in Santa Catarina , Brazil . World Development 1998;26(8):1495-511.
- Yoguel G. Algunas reflexiones acerca de la importancia de los procesos de aprendizaje en el desarrollo de las ventajas competitivas de las firmas [en línea]. 2001. Disponible en: <http://www.littec.ungs.edu.ar/pdfespa%F10l/littec-DT2001-01.pdf> [Consultado: 14 de julio del 2004].
- Redes de conocimiento [en línea]. 2003. Disponible en: <http://www.enlaceweb.net/pipermail/interlink/2003-February/000659.html> [Consultado: 14 de julio del 2004].
- Casas R. La formación de redes de conocimiento. Una perspectiva regional desde México. México DF: Antropos; Instituto de Investigaciones Sociales; UNAM, 2001.
- Nonaka I, Takeuchi H. The knowledge-creating company. How Japanese companies create the dynamics of innovation. Oxford: Oxford University Press, 1994.
- Lopera H. Integración de redes de conocimiento: una responsabilidad de la biblioteca universitaria [en línea]. 2000. Disponible en: [http://64.233.187.104/search?q=cache:s\\_MVD1pOVNoJ:eprints.rclis.org/archive/00003636/01/lopera.pdf+%22Integraci%C3%B3n+de+redes+de+conocimiento%22&hl=es](http://64.233.187.104/search?q=cache:s_MVD1pOVNoJ:eprints.rclis.org/archive/00003636/01/lopera.pdf+%22Integraci%C3%B3n+de+redes+de+conocimiento%22&hl=es) [Consultado: 16 de julio del 2004].
- Artiles S. Las redes del conocimiento como producto de la gerencia de información en ambientes académicos. 2002. En: Faloh Bejerano R, Fernández de Alaiza MC. Gestión del conocimiento: concepto, aplicaciones y experiencias. La Habana : Empresa de la Gestión del Conocimiento y La Tecnología , 2002.



- Redes de conocimiento: creando capital social de oportunidades organizacionales dispersas [en línea]. 2003. Disponible en: <http://www.equilibrio.ca/espanol/featutenetworks.html> [Consultado: 18 de febrero del 2004].
- Álvarez Merino JC. Gestión del conocimiento y desarrollo regional [en línea]. 2004. Disponible en: <http://www.gestiopolis.com/recursos/documentos/fulldocs/ger1/gescondesreg.htm> [Consultado: 28 de julio del 2004].
- Jonson B, Lundvall B. Why all this fuss about codified and tacit knowledge? [en línea]. 2001. Disponible en: <http://www.druid.dk/conferences/winter2001/paper-winter/Paper/johnson%20&%20lundvall.pdf> [Consultado: 21 febrero 2005].
- Malerba F, Nelson R, Orsenigo L, Winter S. History friendly models of industry evolution: the computer industry. *Industrial and Corporate Change* 1999;8(1):3-40.
- Fuchs M, Novick M, Yoguel G. Desarrollo de redes de conocimiento. El caso del Laboratorio de Investigación y Formación en Informática Avanzada de la Universidad Nacional de La Plata [en línea]. 2003. Disponible en: <http://www.littec.ungs.edu.ar/eventos/LIFIA%206%20Diciembre.pdf> [Consultado: 12 de febrero del 2004].
- Pazos M, Pérez Garcías A, Salinas J. Comunidades virtuales: de las listas de discusión a las comunidades de aprendizaje [en línea]. 2001. Disponible en: <http://gte.uib.es/articulo/CVIRTUALES01.pdf> [Consultado: 6 de julio del 2004].
- Sebasatian J. Las redes cooperación como modelo organizativo y funcional para la I + D. *Redes* 2000;7(15):97-111.
- David P, Foray D. Economic Fundamentals of the Knowledge Society. SIEPR Discusión 2002; Paper No. 01-14.
- Giuliani E. Cluster absorptive capability: an evolutionary approach for industrial clusters in developing countries [en línea]. 2002. Disponible en: <http://www.druid.dk/conferences/summer2002/Papers/GIULIANI.pdf> [Consultado: 12 de febrero del 2004].
- Bueno Campos E. De la sociedad de la información a la del conocimiento y el aprendizaje. 2002. En: Faloh Bejerano R, Fernández de Alaiza MC. Gestión del conocimiento: concepto, aplicaciones y experiencias. La Habana : Empresa de la Gestión del Conocimiento y la Tecnología , 2002.
- Ontalba Y, Ruipérez JA. Las comunidades virtuales académicas y científicas españolas: el caso de RedIRIS. *El profesional de la Información* 2002;11(15):328- 38.
- Heredia R. Dirección Integrada de Proyecto –DIP- “Project Management”. 2da ed. Madrid: Escuela Técnica Superior de Ingenieros Industriales, 1995.
- Tissen R, Andriesse D, Lekanne Deprez F. El valor del conocimiento para aumentar el rendimiento de las empresas. Madrid: Prentice, 2000.
- Belly PL. El Shock del management. La revolución del conocimiento. México DF: McGraw-Hill Interamericana, 2004.
- Novick M, Yoguel G, Catalano AM, Albornoz F. New configurations in the Argentine automobile industry: the tension between production and business strategies. Disponible en: <http://www.littec.ungs.edu.ar/pdfingles/argentine.pdf> [Consultado:14 de julio del 2004].
- Gereffi G. Beyond the producer-driven/buyer-driven dichotomy. The evolution of Global Value Chains in the Internet Era. *IDS Bulletin* 2001;32(3).
- Poma L. La producción de conocimiento. Nuevas dinámicas competitivas para el territorio. En Boscherini F, Poma L. Territorio, conocimiento y competitividad de las empresas: el rol de las instituciones en el espacio global. Madrid: Miño y Dávila, 2000.
- Cimoli M. Creación de redes y sistema de innovación: México en un contexto global. *El Mercado de Valores* 2000;LX(1):3-17.
- Schmitz H. Global competition and local co-operation: success and failure in the Synos Valley, Brazil. *World Development* 1999;27(9).
- Cassiolato J, Lastres H. Local system of innovation in MERCOSUR countries. *Industry and Innovation* 2000;7(1):33-53.
- Benassini C. De las comunidades sociales a las ¿comunidades? Virtuales [en línea]. 2003. Disponible en: <http://www.comminit.com/la/lasc/sld-4423.html> [Consultado: 14 de julio del 2004].
- Aoki K. Virtual Communities in Japan [en línea]. 1994. Disponible en: <http://www.vcn.bc.ca/sig/comm-nets/aoki.txt> [Consultado: 14 de julio del 2004].
- Lorente E. Las comunidades virtuales de enseñanza-aprendizaje [en línea]. 1999. Disponible en: <http://www.ucm.es/info/multidoc/multidoc/revista/num8/eneko.html> [Consultado: 6 de julio del 2004].
- Foro Empresarial Iberindex. [Sitio en línea] Disponible en: <http://www.iberindex.com/> [Consultado: 15 de marzo del 2004].



Naturaleza y características de las comunidades virtuales de aprendizaje (CVA) y de los grupos en red (GR). 2004. [en línea] Disponible en: <http://redescolar.ilce.edu.mx/redescolar/biblioteca/articulos/pdf/naturaleza.pdf> [Consultado: 23 de diciembre del 2004].

Fernández López J. Compartir conocimientos: el éxito en la gestión del capital intelectual. Capital Humano 2000;135:122-34.

## TENDENCIA EN EL DESARROLLO DE TECNOLOGÍAS DE LA INDUSTRIA DE COBRE

***Isis Hernández Acosta<sup>(1)</sup>, Ismari Salgado<sup>(1)</sup>, Maritza Romero<sup>(1)</sup>, Maria del Carmen Pérez<sup>(1)</sup>, Cristina Vigoa<sup>(1)</sup>, Tania Vigoa<sup>(1)</sup>***

*(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero - Metalúrgica ( CIPIMM ), Carretera de Varona # 12028 Capdevila, Boyeros, Ciudad de La Habana, Cuba, CP – 11800, E-mail cipimm@ip.minbas .cu*

### RESUMEN

Desde hace más de dos décadas, la contribución de la América Latina al desarrollo de la minería mundial de cobre ha sido creciente.

Como y hacia donde se ha enfocado la industria de cobre, se puede pronosticar mediante el estudio de la tendencia que ofrecen las patentes sobre dicha temática. El estudio de la base de datos de Invenciones Iberoamericana indicó que 18 países iberoamericanos predominan como centro de la presentación de más de 500 patentes y otras formas de propiedad industrial, todas ellas relacionadas con la producción de cobre.

Está claro que el crecimiento del número de patentes coincide con el precio disparado del cobre en los últimos años ( a partir del 2003), dado por el crecimiento de la demanda, fundamentalmente en países desarrollados o con una economía en crecimiento como China, Estados Unidos y Japón.

El estudio de la base de patentes indicó que los países que han reportado un número alto de registros de patentes entre 1986-2005 fueron: Chile, Venezuela y Perú, y en menor grado otros países del área, aunque en general desde 1970 se inició la protección de tecnologías relacionadas con el cobre.

Lo más interesante es que la tendencia ha sido el desarrollo de tecnologías para la lixiviación de minerales (491 documentos), dentro de ellos 65 patentes relacionadas con la extracción de cobre por diferentes vías hidrometalúrgicas.

En el trabajo se evalúan la tecnología más importantes y los aspectos que las caracterizan, el impacto que pudieran tener y la posibilidad de asimilación de las mismas a los minerales cubanos.

Además en la ponencia se discute la importancia que tiene el estudio de tendencia del desarrollo y statu de las ciencias tecnológicas a través de las patentes y el impacto potencial que puede tener en la industria minera.

### ABSTRACT

### TRENDS IN THE DEVELOPMENT OF TECHNOLOGIES IN THE COPPER INDUSTRY .

Since two decades ago, the contribution of Latin America to the development of world copper mining has been increasing.

How and where has the copper industry been focused to, can be foreseen through the study of the trend patents offer about it. The study of the data base on Iberoamerican Inventions indicated that 18 iberoamerican countries predominate as center for the presentation of more than 500 patents and other kinds of industrial property, all of them related to copper production.

It is clear that the increase in the number of patents coincides with the launched price of copper in the last few years (since 2003 on), due to the increase in demand, mainly in developing countries or with an increasing economy such as those of China, USA and Japan.

The study of the data base of patents indicated that the countries that have reported a high number of patent recorded between 1986-2005 were: Chile, Venezuela and Peru and to a less extent other countries of the area, even though in general since 1970 the protection of the copper related technologies started.

What is more interesting is that the trend has been the development of technologies to leach minerals (491 documents) among them 65 patents related with copper extraction through different hydrometallurgical ways.

This work evaluates the most important technologies and the aspects that characterize them, the impact they could have and the possibility to assimilate them for the Cuban minerals.

Besides, in the work is discussed the importance of the study of the trends of development and the status of the technological sciences through patents as well as the potential impact they could have in the mining industry.



## INTRODUCCIÓN:

El cobre es un metal ,que no existe en estado puro, sino que esta ligado con una gran variedad que lo dividen en tres clases :

Óxido :Se disuelven muy fácil en ácido débil ,permitiendo una rápida extracción del cobre.

Sulfuros secundarios : Se disuelven por oxidación mediante el uso de un ácido fuerte y un agente oxidante.

Sulfuros primarios :Son minerales insolubles o muy poco soluble , por lo general no se lixivian sino que son tratados por pirometalurgia.

Extracción del cobre: Para la extracción del Cu se usa la calcopirita que es el mineral más abundante y al que se lo somete a un tratamiento previo de tostaron para transformar los sulfuros en óxidos.  $\text{CuFeS}_2 + 3 \text{O}_2 \rightarrow \text{CuO} + \text{FeO} + 2 \text{SO}_2$ . Luego se reduce el  $\text{OCu}$  (óxido de cobre) por carbón al estado de cobre metálico  $\text{CuO} + \text{C} \rightarrow \text{Cu} + \text{CO}$ . Este cobre es muy impuro que para purificarlo se usa el procedimiento electrolítico. Consta de una cuba que contiene una solución de sulfato de cobre con ácido sulfúrico y cátodos de Cu puro; el Cu impuro obtenido en 1 se hallan unidos al polo positivo o ánodo. Se hace pasar una corriente eléctrica en el Cu de la solución comienza a depositarse en los cátodos. El ácido sulfúrico ataca a los ánodos y regenera el sulfato de cobre reiniciando el proceso. Al Cu obtenido así se lo llama cobre electrolítico y tiene un 99,5 % de pureza

Las formas de obtener cobre de la mina mas difundidas a través de la historia la hidrometalurgia ( métodos de lixiviación) y la pirometalurgia relacionada con la fundición.

La lixiviación de minerales de cobre, que consiste en la disolución del cobre en soluciones ácidas es un proceso hidrometalúrgico bastante antiguo que se aplica a minerales oxidados. El primer proceso que se aplicó a gran escala en los años 20 fue la lixiviación en batea, en este proceso la lixiviación se producía por inundación de los minerales en contenedores ( bateas) y el cobre se recuperaba mediante la precipitación con chatarra de hierro( cementación) , en ambos casos el producto era impuro y requería en su procesamiento una refinación.

La lixiviación en pila aparece en la minería del cobre recientemente, esta tecnología basa su fundamentación en un invento patentado en 1975 en Estados Unidos y en Chile por la firma norteamericana Holmes & Navver. En 1981 se introdujo una mejora en el proceso de lixiviación que patento la SMP en Chile y que generó un Know-how que domino la tecnología que fue aplicada en mas de 7 plantas chilenas .

Por otra parte la tecnología de extracción por solvente fue desarrollada por Estados Unidos durante la segunda guerra mundial luego después se aplico en la hidrometalurgia del cobre.

Durante el periodo 1990-2002 la actividad cuprífera en América Latina tuvo una fuerte dinámica que se evidencio en el crecimiento de su participación en la producción mundial, se destacaron fundamentalmente Chile en primer lugar, Perú, y México. Las principales fundiciones y refinerías del mundo se ubican en Chile y en otros países consumidores como Japón, China, Estados Unidos, Canadá, Alemania y otros países industrializados.

## DESARROLLO

El análisis parte de una recopilación de patentes relacionadas con el proceso de extracción minerales de Cu en el periodo de 1986 hasta 2006, en varios países de Ibero América. En procesos

relacionados con la lixiviación de minerales se recuperaron 491 documentos, de ellos 53 patentes están relacionadas con la extracción de Cu por diferentes vías hidrometalúrgicas.

A partir del año 2003 se observó una alta tendencia en el precio de los metales fundamentalmente en el cobre, un factor que influyó en esto fue la recuperación económica de los países demandantes de cobre entre ellos se destaca China, Estados Unidos y Japón. Este trabajo aporta elementos que puede ayudar en la selección y a aplicación de tecnologías para la explotación del metal en Cuba, para ello se realizó una búsqueda bibliográfica para conocer desde el punto de vista de patentes, las tendencias y sobre que línea de trabajo se basan estos procesos mundialmente.

América Latina ha tenido una contribución fuerte al desarrollo de la minería dada las grandes ventajas de sus recursos naturales. Entre los años 1908-2002 la producción mundial de cobre de mina se incrementó del 21% al 45% un factor que incidió en esto fue las innovaciones tecnológicas y cambios ocurridos en el campo de la lixiviación y en especial la lixiviación en pila, seguido de la electro-obtención.

A continuación se muestran resultados de la búsqueda y las consideraciones hechas al respecto.

De 491 documentos de patentes consultados referidos a la lixiviación de minerales en general, se encontró 65 patentes relacionadas con la extracción de Cu en 18 países de Ibero-América.

**TABLA I :Clasificación de las patentes según el proceso de aplicación (1992-2005).**

PROCESOS	CANTIDAD DE PATENTES	%
Lixiviación ácida del mineral o concentrado a presión.	10	18.8
Lixiviación en Pila	11	20.7
Obtención de Cu electrolítico.	7	13.2
Extracción con solvente.	3	5.6
Otros	25	47
TOTAL	53	100

En la búsqueda en la mayoría de los documentos de patentes consultados corroboramos, que en los procesos de obtención de Cu están presentes los procesos de lixiviación, extracción con solvente, electro-obtención relacionados entre sí, nos limitamos a cuantificar y clasificar las patentes donde la novedad estaba enmarcada.

En la tabla 1 los procesos de lixiviación tuvieron una significativa incidencia respecto a los demás procesos.

**CANTIDAD DE PATENTES DE COBRE POR PAÍSES SEGÚN CRITERIO DE BÚSQUEDA (1992-2005).**

Chile.....	11
México.....	7
Perú.....	5
Panamá.....	5
Venezuela.....	2

Total.....34.

Como se puede observar Chile como mayor reservista de Cu en el mundo otorgo la mayor cantidad de patentes que el resto de los países.

#### Países de origen de las patentes de Cu registradas en Ibero-América

Estados Unidos ( US)

Canadá (CA)

Reino Unido (GB)

Finlandia (FI)

Chile (CL)

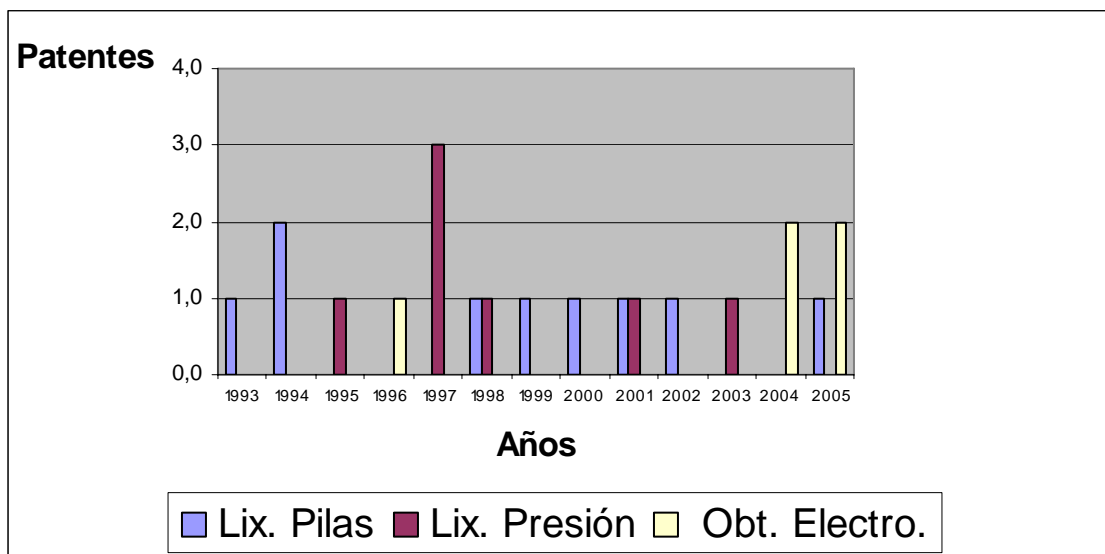
Bahamas (BH)

**TABLA II Cantidad de patentes por país según la clasificación técnica.**

PAÍS	LIX. PILA	LIX PRESIÓN	ELIMINACIÓN DE LAS IMPUREZAS	EXTRACCIÓN CON SOLVENTE	ELECTRO OBTENCIÓN
US	4	1	2	2	2
CA	1	4	1	0	2
GA	3	0	0	0	0
FI	0	1	0	0	1
CL	3	1	0	0	0
BH	0	0	0	1	2
Total	11	7	3	3	7

En la tabla No II se observa que Estados Unidos, se encuentra en primer lugar en cuanto invenciones concedidas seguido de Canadá y en tercer lugar esta Chile, también se observa la incidencia que tu el proceso de lixiviación en pilas con la mayor cantidad de patentes, en segundo lugar se encuentran los procesos de lixiviación y electro obtención, a pesar que Chile ocupa un tercer lugar en patentes obtenidas la mayor producción de cátodos del mundo es obtenida por la vía de lixiviación en pila en procesos tecnológicos desarrollados por la empresa SMP que se implanto en las plantas que procesaban el mineral en Chile.

#### Comportamiento de los procesos hidrometalúrgicos en la extracción del Cu por año.



Como podemos observar se ha reportado mayor registros de patentes por lixiviación en pila, proceso que se ha mantenido constante durante el periodo que se analiza, en el 1997 se refleja en alza en el registro de patentes ( 3 patentes otorgadas)de tecnologías de lixiviación a presión, se destaca también el incremento de patentes en el 2004 y 2005 relacionadas con el proceso de electrolítico de obtención de cobre.

#### Compañías que más se destacaron en la obtención de patentes:

- |   |       |
|---|-------|
| 1.- NALCO CHEMICAL COMPANY  | - US  |
| 2.- COMINCO ENGINEERING SERVICES Ltd.                             | - CA  |
| 3.- PROCESAMIENTO PARA OXIDOS METALICOS<br>LIMITADA PROOXIM Ltda. | - CI  |
| 4.- TECNOLOGÍAS ECOLÓGICAS S.A.                                   | - CI  |
| 5.- METALLURGICAL DEVELOPMENT COMPANY                             | - Bs. |
| 6.- HENKEL CORPORATION  | - US  |
| 7.- OUTOKUMPU OYS   | - Fi  |
| 8.- PHELPS DODGE CORPORATION                                      | - US  |
| 9.- FALCONBRIDGE Ltd.   | - CA  |
| 10.- CORPORACIÓN NACIONAL DEL COBRE DE CHILE                      | - CI. |
| 11.- GEOBITICS INC.   | - US  |
| 12.- ANGLO AMERICAN PLC.  | - US  |
| 13.- SHERRIT INTERNATIONAL CONSULTANTS INC.                       | - GB  |
| 14.- MINNESOTA MINING AND MANUFACTURING CO.                       | - US  |

#### CONCLUSIONES:

El estudio demostró que la tendencia en los últimos años está dirigida a perfeccionar el desarrollo de la lixiviación en pila y a la mejora en los procesos de obtención de cobre por electrólisis mediante la formación de cátodos de cobre, este último muy cotizado en el mercado internacional. El proceso de lixiviación en pila es económico y se puede aplicar a minerales oxidados y sulfurosos, lo que puede ser una alternativa para aplicar en los yacimientos cubanos.

Respecto a los países que más se destacaron en obtener patentes se encontraban Estados Unidos, Canadá y Chile, correspondiendo el liderazgo a las compañías Cominco Engineering Services Ltd., la

Henkel Corporation, la Corporación Nacional del Cobre de Chile, la Sherrit Internacional Consultants Inc.

La propiedad industrial constituye una herramienta que debe estar presente en los centros donde se desarrollan actividades de I + D, pues nos brinda la información necesaria para conocer, comparar las tecnologías de punta en el mundo, los países que más se destacan, las compañías y los posibles competidores, etc. El enfoque desde el punto de vista de patentes, nos ayuda a establecer una estrategia en la toma de decisiones a la hora de proteger nuestras invenciones, evita la duplicación de esfuerzos, la infracción de los derechos de terceros y constituye una fuente de información abierta para la vigilancia tecnológica.

## **BIBLIOGRAFÍA:**

Herrera Juver, Ventura. Estudios tecnológicos sobre tres variantes de Mina Grande del Cobre. Reporte Técnico No 225. CIPIMM, Cuba.

Cristóbal, Juan. Situación y tendencias recientes del mercado del cobre. División de recursos naturales e Infraestructura. Comisión Chilena del Cobre, Santiago de Chile. Febrero de 2005.

INTERNET **Fuente de la información:** Mario Estanislao Cesar Ariet, Argentina

Patentes tomadas de la base de datos [http://www.oepm.es/internet/bases\\_datos.htm](http://www.oepm.es/internet/bases_datos.htm)

# REMDELACIÓN DE UN SECADOR DE CALENTAMIENTO DIRECTO A INDIRECTO

**Idalberto García Fernández<sup>(1)</sup>**

(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica (CIPIMM) Carretera Varona #12028 Km 1 ½, Capdevila, Boyeros, Ciudad de La Habana, Cuba Tel: 44-7187/57-8072/57-8360, Fax: (537)57-8082. e-mail: [idalberto@cipimm.minbas.cu](mailto:idalberto@cipimm.minbas.cu)

## RESUMEN

En el año 2002 la Unión Geólogo Minera le planteó a sus técnicos que realizaran los estudios y propuestas necesarias para la conversión de los secadores de sus empresas, que secan productos para el consumo humano o animal y que usan calentamiento directo a indirecto; pues en la práctica mundial es inadmisibles el uso de calentamiento directos en estos caso porque resultan sus producciones contaminadas con hidrocarburos.

En el presente trabajo se han realizado los cálculos necesarios para la remodelación del secador directo a indirecto, así como se muestran esquemas, listado de material y análisis económico que avalan la factibilidad de esta conversión.

Para el estudio se tomó el secador de la planta productora de sal ubicada en la Salinera de Caimanera. Este secador tiene un diámetro de 1.6m y largo de 10m. De acuerdo con cálculos teóricos se determinó que este secador tiene una capacidad para procesar de 23t/h de sal húmeda con 2.5% de humedad y obtener un producto con 0.2% de humedad.

La remodelación del secador no es complicada y se puede realizar con esfuerzos propios de la Unión lo que facilita el trabajo. El análisis económico es muy favorable puesto que no solo se puede elevar el valor agregado del producto obtenido, sino que debido a la remodelación se puede cambiar el combustible de importación usado actualmente (Diesel – íol) por uno de producción nacional con un precio 3 veces menor (el crudo nacional mejorado conocido como 650).

Se analiza la factibilidad económica de realizar los trabajos determinándose que en primer año de operación se recupera la inversión y se tienen ganancias. Por tanto se concluye que es factible tanto técnica como económica la variable de la remodelación propuesta.

## ABSTRACT

### CONVERSION OF A DIRECT HEATING ROTATING DRIER TO INDIRECT HEATING.

In 2002, the Geology and Mining Union asked its technicians to carry out the proposal studies needed to transform the driers of its enterprises that dry products for human or animal consumption and that use direct heating, into indirect heating driers, because in world practice it is inadmissible to use the direct heating in these cases because they contaminate productions with their hydrocarbons emissions.

In the present work the necessary calculations have been done to remodel the direct drier into an indirect one. It also shows schemes, the list of materials needed and the economic analysis that corroborate the feasibility of this conversion.

A drier from the salt production plant located in Caimanera's Salt Plant was taken for the study. This drier is 1.6m diameter and 10 m long, and according to the theoretical calculations, it was determined that this drier has capacity enough to process 23 t/day of humid salt with 2.5% humidity and to obtain a product only 0.2% humid.

The remodeling of the drier is not complicated and can be done with the Union's own efforts so facilitating the job. The economic analysis is very favorable, because it can not only increase the added value of the product obtained, but change the imported fuel used nowadays (Diesel – oil) by a national one with a 3 times lower price (the national improved oil known as 650).

The economic feasibility to carry out the work is analyzed, determining that during the first year of operation, the investment can be recovered and even have profits. Therefore, it can be concluded that the proposed remodeling is technically and economically feasible.



## NOMENCLATURA

- Q: Rendimiento del secador,  $\text{kg}_{55}/\text{h}$
- $V_t$ : Volumen total del secador en  $\text{m}^3$
- W: Capacidad específica de evaporación en  $\text{kg de H}_2\text{O}/\text{m}^3.\text{h}$
- $Q_1$ : Materia prima,  $\text{kg}/\text{h}$
- $Q_2$ : Producto,  $\text{kg}/\text{h}$
- $G_w$ : Masa de agua extraída,  $\text{kg de H}_2\text{O}/\text{h}$
- $C_u$ : Consumo útil de calor,  $\text{kcal}/\text{kg sólido}$
- $W_1$ : Humedad de entrada, %
- $W_2$ : Humedad de salida, %
- $T_1$ : Temperatura entrada de los gases,  $^{\circ}\text{C}$
- $T_2$ : Temperatura salida de los gases,  $^{\circ}\text{C}$
- $t_0$ : Temperatura entrada de la materia prima,  $^{\circ}\text{C}$
- $t_2$ : Temperatura salida de la materia prima,  $^{\circ}\text{C}$
- $C_0$ : Poder calórico del combustible,  $\text{kcal}/\text{kg}$
- $C_{pm}$ : Calor específico,  $\text{kcal}/\text{kg } ^{\circ}\text{C}$
- $L_s$ : Sólido seco  $\text{kg}_{ss}/\text{h}$
- $R_1$  y  $R_2$ : Relación líquido sólido del mineral a la entrada y salida del secador, adim.
- $Q_g$ : Masa de gas requerida para el secado,  $\text{kg gas}/\text{kg sólido}$
- $Q_p$ : Pérdidas calóricas al medio ambiente,  $\text{kcal}$
- $Q_c$ : Consumo de combustible,  $\text{kg comb.}/\text{kg}_{ss}$
- $\eta$ : Eficiencia de combustión, %
- $Q'$ : Consumo de calor para evaporar un  $\text{kg de H}_2\text{O}$ ,  $\text{kcal}/\text{kg H}_2\text{O}$
- $Q''$ : Consumo teórico de calor para evaporar un  $\text{kg de H}_2\text{O}$ ,  $\text{kcal}/\text{kg H}_2\text{O}$
- $\eta'$ : Relación entre el consumo de calor teórico y el práctico, %
- $\eta''$ : Aprovechamiento del calor, %
- $Q_{ch}$ : Consumo de combustible,  $\text{kg com.}/\text{h}$  ó  $\text{L}/\text{t}$
- L: Longitud del secador, m
- $D_i$ : Diámetro interior del secador, m
- $D_o$ : Diámetro de los tubos en el perímetro interno, m
- $l_o$ : Largo de los tubos en el perímetro interno, m
- $d_c$ : Diámetro del tubo central, m
- $L_c$ : Largo del tubo central, m
- $N_T$ : Número de tubos en el perímetro interno, adim.
- $A_c$ : Área del tubo central,  $\text{m}^2$
- $A_{ttc}$ : Área total transmisión de calor,  $\text{m}^2$
- $U\Delta t$ : Coeficiente de transferencia de calor basado en la superficie total del secador,  $\text{kcal}/\text{h m}^2$
- $C_m$ : Costo total de materiales, USD
- $C_i$ : Costo de instrumentación, USD
- $C_{moe}$ : Costo de mano de obra ejecución, USD
- $C_{mp}$ : Costo materia prima, USD
- $C_c$ : Costo de combustible, USD
- $C_e$ : Costo de electricidad, USD
- $C_m$ : Costo de mantenimiento, USD

## INTRODUCCIÓN

### Antecedentes

El secado de la sal de Planta Caimanera se realiza en un secador de forma directa con gases de combustión. El combustible utilizado es del tipo Diesel-oil, que en estos momentos tiene un alto precio en el mercado mundial.

El secado directo implica obtener sal de baja calidad con la segura posibilidad de contaminarse con hidrocarburos, por lo que se hace imperioso el cambio para un proceso de secado indirecto que además permitirá el uso de crudo nacional con el consiguiente ahorro de divisas.

En estos momentos se usa un proceso de secado indirecto en la salina de la empresa salinera de las Tunas, pero poco eficiente térmicamente por el diseño que se utilizó. Es por esto que nos proponemos calcular y proyectar un secado indirecto con el máximo aprovechamiento de la energía calórica utilizada y la producción de sal de alta calidad.

Un análisis técnico-económico tomado de la ponencia adaptación del Horno de Secado de Sal para la utilización de combustible crudo nacional” presentada en el XIV Forum de Ciencia y Técnica por el Ing Anibal labrado Naranjo de la Empresa Salinera de las Tunas, plantea la posibilidad de ahorrar más de 200 000 USD si se utiliza el crudo cubano en la sustitución del diesel que se emplea en las salinas de Camaguey. Pero además lo más importante es la garantía de obtener un producto libre de hidrocarburos.

### **Secadores. Clasificación de los secadores**

Los secadores se clasifican según la forma en que reciben la energía calórica en:

Secadores directos. Utilizan gases calientes en contacto directo con un sólido húmedo, para suministrar el calor y arrastrar fuera el líquido vaporizado.

Secadores indirectos: Realizarán la desecación transmitiendo calor a través de la pared que lo contiene al sólido húmedo, eliminándose el líquido vaporizado independientemente del medio calentador empleado.

Características generales del funcionamiento de los secadores directos.

1. La desecación depende de la transmisión de calor al sólido húmedo desde un gas caliente, llevándose este último el líquido vaporizado.
2. Los gases calientes pueden ser calentados con vapor, con gases producto de la combustión, con gas inerte o vapor recalentado.
3. La temperatura de desecación puede llegar hasta 760°C, que es el límite para la mayoría de los metales comunes empleados en la construcción. A temperaturas altas la radiación se convierte en una fuente de calor importante.
4. A temperaturas del gas inferiores al punto de ebullición, el contenido de vapor del gas influye sobre la intensidad de desecación y sobre el contenido final de humedad del sólido.
5. Un secador directo consume tanto más combustible por kilogramo de agua evaporada cuanto más bajo sea el contenido final de humedad. Análogamente los costos de inversión aumentan señaladamente.
6. El rendimiento aumenta cuando se eleva la temperatura del gas entrante para una temperatura de salida constante.

Los secadores directos continuos suelen manejar más de 45 kg de producto seco por hora. Puede no manejar más de 23 kg/h cuando el contenido de humedad excede de 2kg de agua/kg de sólido seco.

### Características generales del funcionamiento de secadores indirectos.

1. El calor se transmite al material húmedo por conducción a través de una pared maciza, por lo general metálica. La fuente de calor puede ser vapor que se condense, agua caliente, gases de combustión, sales derretidas trasmisoras de calor, aceite caliente, electricidad, etc.
2. Las temperaturas superficiales pueden variar entre temperaturas inferiores a la de congelación del agua en el caso de los secadores de estado de congelación y 540°C en el caso de los secadores rotativos indirectos calentados por combustión directa.
3. Los secadores indirectos son apropiados para la desecación a presiones reducidas y en atmósferas inertes para permitir la recuperación de los disolventes e impedir la producción de mezclas explosivas a la oxidación de materiales descomponibles fácilmente.
4. Los secadores indirectos utilizadores de vapor condensable son por lo general económicos desde el punto de vista del consumo de calor, ya que sólo suministran calor en proporción a la demanda del material seco.
5. La recuperación de polvos y materiales pulverulentos, se hace más fácilmente en los secadores indirectos.
6. Puede utilizarse algún método de agitación para asegurar un buen contacto en la superficie del metal caliente y eliminar gradientes de humedad en la carga.

Los secadores indirectos continuos se manejan por lo general con mayor economía que los directos.

Los secadores indirectos rotativos se usan para la desecación continua de materiales granulares o pulverulentos que puedan secarse a temperatura elevada, pero no debe contaminarse por los productos de combustión.

### Algunas definiciones en el proceso de secado.

Desecación significa eliminar un líquido de un sólido por procedimientos térmicos. Las razones para desecar un sólido son múltiples pero de ordinario son algunas de las siguientes, facilitar la manipulación en algún tratamiento posterior, permitir la utilización satisfactoria del producto final, reducir los costos de transporte, etc.

La desecación mantiene una relación casi fija con otras operaciones de un proceso. Así sigue a menudo a una filtración o a una centrifugación y precede a un paso de molienda.

Algunos de los términos más usados en desecación son base seca comercial, que indica el contenido de humedad en kilogramos de agua por kilogramo de sólido cuanto este sale del desecador.

Humedad en base seca, indica el contenido de humedad de un sólido húmedo en kg de agua de sólido completamente seco.

Contenido de humedad de equilibrio es aquel hasta el cual puede secarse un material dado en condiciones concretas de temperatura y humedad del aire.

Humedad es la que expresa la humedad de un material en porcentaje de peso del sólido húmedo.

Contenido de humedad libre es el líquido que puede eliminarse para una temperatura y humedad dada.

Se pueden enumerar otra serie de términos como circulación capilar, período de intensidad constante, período de intensidad decreciente, humedad no ligada, etc.

Cuando se seca un sólido, se producen dos procesos fundamentales simultáneos:

- 1) Transmisión de calor para evaporar el líquido y 2) Transferencia de masa en humedad interna y líquido evaporado. Los factores que siguen la intensidad de cada uno de estos procesos son los que determinan la rapidez del proceso de secado.

En las operaciones industriales de secado se utiliza la transmisión de calor por convección, conducción, radiación, o una combinación de cualquiera de estos mecanismos. Los desecadores industriales se distinguen fundamentalmente por los métodos que emplean para transmitir el calor (secadores directos y secadores indirectos).

Sin embargo, independientemente del mecanismo de transmisión del calor, éste tiene que pasar primero a la superficie exterior y desde ella al interior del sólido. La única excepción es el secado por electricidad de alta frecuencia, que genera el calor internamente y, por consiguiente, produce una temperatura más elevada dentro del sólido que en su superficie: esto conduce a la circulación de calor desde el interior hasta la superficie exterior.

La masa se transfiere en el secado como 1) líquido o vapor, o como ambos, dentro del sólido, y 2) como vapor desde las superficies húmedas. El gradiente de concentración del líquido depende del mecanismo de circulación del líquido dentro del sólido.

En los secadores directos se utilizan gases calientes en contacto directo con el sólido húmedo, para suministrar el calor y arrastrar fuera el líquido vaporizado. Los secadores indirectos se diferencian de los directos desde el doble punto de vista de la transmisión del calor y la eliminación del vapor. El calor se transmite al material húmedo por conducción a través de una pared maciza, por lo general metálica eliminándose el líquido vaporizado independientemente del medio calentador empleado. La fuente de calor puede ser vapor que se condensa agua caliente, gases de combustión, aceite caliente, electricidad, etc.

## **OBJETIVOS DE TRABAJO**

El presente trabajo se plantea resolver los siguientes objetivos:

- Conversión del Secador Rotatorio Directo de la Salina ubicada en Caimanera, Provincia Guantánamo, a secador indirecto.
- Sustitución del combustible diesel-oil de un alto precio en el mercado internacional, por el crudo cubano mejorado conocido como 650, con costo 3 veces menor que el diesel-oil.
- Hacer un análisis económico comparativo entre los dos procesos (directo e indirecto).

## **DESCRIPCIÓN DE LA INSTALACIÓN.**

La materia prima proveniente de las centrífugas se alimenta a un horno secador (similar al que muestra la fig 1), para ser secada a una humedad por debajo de 0.5% el calor necesario para la evaporación del agua es suministrado mediante un quemador de Diesel-oil instalado en la cámara de combustión.



**Fig. No. 1. Vista del Horno**

La sal cae dentro del secador por gravedad y el flujo de gases de combustión entra en contacto con el mineral de forma directa (actualmente) arrastrando el agua evaporada. La sal ya seca pasa a continuación al sistema de recepción, molienda y envase.

### **Cálculos para la remodelación**

#### **Remodelación de un secador directo a indirecto**

Esta propuesta de remodelación consiste en instalar un tubo central para el paso de los gases de la combustión y cierto número de tubos de menor diámetro dispuestos en la periferia interna del secador para el retorno de dichos gases de combustión. De esta manera se elimina el contacto del mineral con los gases de combustión y se garantiza la superficie de transferencia de calor necesaria para el proceso de secado, de acuerdo al criterio expuesto por Perry, 1958,  $U\Delta < 5400$ .

Para lograr esto, se impuso el diámetro de tubo central y otro diámetro para los tubos de la periferia, calculando las áreas totales de transferencia de calor, y se aplicó método de tanteo y error para determinar el número de tubos de la periferia, hasta garantizar que se cumpliera el criterio.

Los cálculos restantes se realizaron según la metodología desarrollada por K.A. Razumov y V. A. Perov

Combustible a utilizar: Crudo nacional

Cálculo del secado:

Para realizar los cálculos para el secado de la sal se determinará primero la capacidad del secador rotatorio existente en la planta. Los parámetros para el secado de la sal son los siguientes:

*SEGUNDA CONVENCION CUBANA DE CIENCIAS DE LA TIERRA, GEOCIENCIAS '2007.  
Memorias en CD-Rom, La Habana, 20-23 de Marzo de 2007*



➤ Diámetro del secador (m)	1.6
➤ Longitud del secador (m)	10
➤ Humedad de entrada de la sal ( $W_1$ ) (%)	2.5
➤ Humedad de salida de la sal ( $W_2$ ) (%)	0.2
➤ Capacidad específica de evaporación, kg de $H_2O/m^3$ de volumen del secador ( $W$ ) ( $kg/m^3h$ )	27
➤ Temperatura entrada los gases ( $T_1$ ) ( $^{\circ}C$ )	700
➤ Temperatura salida de los gases ( $T_2$ ) ( $^{\circ}C$ )	120
➤ Temperatura entrada de la sal ( $t_0$ )	25
➤ Temperatura de salida de la sal ( $t_2$ )	120
➤ Tipo de combustible	Crudo nacional 650
➤ Poder calórico de combustible ( $C_c$ ) (kcal/kg)	9300
➤ Calor específico del combustible ( $C_{pc}$ ) (kcal/kg $^{\circ}C$ )	0.23
➤ Calor específico medio de la sal ( $C_{ps}$ ) (kcal/kg $^{\circ}C$ )	0.21
➤ Calor específico de los gases ( $C_{pg}$ ) (kcal/kg $^{\circ}C$ )	0.24
➤ Eficiencia de combustión ( $\eta$ )	0.9

Utilizan la metodología desarrollada por K.A. Razumov y V.A. Perov:

El rendimiento del secador se determina por:

$$Q = V_t \cdot W / (R_1 - R_2) \text{ T/H}$$

$Q$  = Cantidad de sal que sale del secador, kg/h

$V_t$  = Volumen total del secador,  $m^3$

$R_1$  y  $R_2$  = Relación líquido-sólido a la entrada y salida del secador respectivamente.

$$V_t = 1/1 \pi D^2 \cdot L$$

$$V_t = 1/4 \cdot 3.14 (1.6)^2 \cdot 10$$

$$V_t = 20.10 m^3$$

$$R_1 = 2.5/9705 = 0.256$$

$$R_2 = 0.2/99.8 = 0.0020$$

$W = 27 \text{ kg } H_2O/m^3 \text{ de secador/h}$  (John H. Perry. Tabla 25 Sección 13 Tomo 1)

$$Q = V_t \cdot W / (R_1 - R_2) \text{ KG/H}$$

$$Q = 22995 \text{ KG/H}$$

Cantidad de  $H_2O$  que sale en el producto

$$-0.0020 \text{ kg } H_2O/kg_{ss} \cdot 22995 \text{ kg}_{ss}/h$$

$$= 45.99 \text{ kg } H_2O/h$$

La cantidad de producto que sale del secador. ( $Q_2$ )

$$Q_2 = Q + H_2O \text{ producto}$$

$$Q_2 = 22995 \text{ kg}_{ss}/h + 45.99 \text{ kg } H_2O/h$$

$$Q_2 = 23040 \text{ kg Sol/h Producto}$$

La masa de mineral húmedo ( $Q_1$ ) que se puede alimentar al secador se determina por:



$$Q_1 = Q_2 [(100 - W_2) / (100 - W_1)]$$

$$Q_1 = 23040.99 \text{ kg/h } [(100 - 0.2) / (100 - 2.5)]$$

$$Q_1 = 23584 \text{ kg/h materia prima}$$

La cantidad de agua a extraer para obtener un material con una humedad de 0.2% será:

$$G_w = Q_1 - Q_2 = 23584.5 - 23041 = 543.5 \text{ kg H}_2\text{O/h}$$

El secador de tambor rotativo existente en la Salina de Caimanera, tiene un volumen de  $20.1 \text{ m}^3$  por lo que se puede procesar para el mismo 23 t/h de sal. Esto garantiza procesar una cantidad de mineral de 12 t/h

### Balance térmico del secador

Consumo útil de calor ( $C_u$ )

$$C_u = (0.21 + 0.002) (129 - 25) + (0.0256 - 0.002) (646.4 - 25.03)$$

$$C_u = 34.804 \text{ kcal/kg sólido}$$

Masa de gas requerido para el secado ( $Q_g$ )

$$Q_g = C_u + Q_p = \frac{34.804 (1 + 0.1)}{C_{pg} (T_1 - T_2)} \quad Q_p = 0.10 C_u$$

$$Q_g = 0.275 \text{ kg gas/kg}_{\text{sól}}$$

Consumo de combustible ( $Q_c$ )

$$Q_c = Q_g \cdot C_{pc} (T_1 - t_0) / \eta \cdot C_c$$

$$Q_c = 0.275 \text{ kg gas/kg}_{\text{ss}} \cdot 0.23 \text{ kcal/kg}^\circ\text{C} (700 - 25) / 0.9 \cdot 9300 \text{ kcal/kg}$$

$$Q_c = 0.005 \text{ kg comb/kg}_{\text{ss}}$$

Determinación del consume de calor en la evaporación de 1kg de agua ( $Q'$ )

$$Q' = Q_c \cdot C_c / (R_1 - R_2)$$

$$Q' = 0.005 \text{ kg comb/kg}_{\text{ss}} \cdot 9300 \text{ kcal/kg como} / (0.0256 - 0.002) \text{ kg H}_2\text{O/kg}_{\text{ss}}$$

$$Q' = 1970.34 \text{ kcal/kg H}_2\text{O}$$

Consumo teórico de calor para evaporar 1 kg de agua ( $Q''$ )

$$Q'' = i_2 - i_0$$

$$Q'' = m[1(100 - 25) + 0.47 (120 - 100) + \Delta i]$$

$$\Delta i = 539 \text{ kcal/kg (Eladio Pardillo, Termotecnia, Tablas complementarias)}$$

$$= [1(100 - 25) + 0.47 (120 - 100) + 539]$$

$$Q'' = 623.4 \text{ kcal/kg H}_2\text{O}$$

Relación entre el consumo teórico de calor y el práctico en la evaporación.

$$\eta' = Q'' / Q' = 623.4 / 1970.34 = 0.316\%$$

Aprovechamiento del calor ( $\eta''$ )

$$\eta'' = \frac{Cu}{Qc \cdot Cc} = 34.804 / 0.005 \cdot 9300 = 0.7485 = 74.85\%$$

### Cálculos de los consumos y gastos para el régimen de producción de la planta de sal.

Cantidad de materia prima que se alimenta al secador con 2.5% de humedad,  $Q_1$

$$Q_1 = 12 \text{ t/h}$$

Cantidad de agua evaporada (Gw)

$$Gw = Q_1 - Q_2 = Ls (R_1 - R_2)$$

$$Qw = 276.12 \text{ kg H}_2\text{O/h}$$

Cantidad de producto a la salida del secador con 0.2% de humedad  $Q_2$

$$Gw = Q_1 - Q_2$$

$$Q_2 = 11722.88 \text{ kg/h}$$

Consumo horario de combustible (Qch)

$$Qch = Q' \cdot Gw / Cc$$

$$Qch = 58.5 \text{ kg comb/h}$$

Consumo específico de combustible

$$Qch / Q_2 = 58.5 / 11722.88$$

$$= 4.99 \text{ kg/ton seca}$$

### Datos teóricos y de proyecto o diseño

$L_1$ Largo del secador (m)	10.0000
$D_i$ , Diámetro interior del secador (m)	1.6000
$d_o$ , Diámetro de los tubos en el perímetro interno (m)	0.1143
$L_o$ , Largo de los tubos en el perímetro interno (m)	8.9000
$d_o$ , diámetro del tubo central (m)	0.6000
$L_c$ , largo del tubo central (m)	10.2500
$Cu$ , Calor útil (kcal/h)	34.8040
$Ls$ , Sólido seco obtenido (kg/h)	11700
$N_{ti}$ Número de tubos en el perímetro interno	x

Cálculo de las áreas de transferencia de calor

$$A_o = \pi D_o L_c$$

$$A_o = 18.85 \text{ m}^2$$

$$A_o = \pi d_o L_o \cdot N_T$$

$$A_o = 3.196 N_T$$

$$N_T = \frac{A_o}{3.196}$$

$$A_{tt} = A_c + A_o$$

$$U\Delta T = \frac{Cu.L_s}{A_{ttc}} \text{ kcal/h} \times \text{m}^2 < 5400 \text{ kcal/h} \times \text{m}^2$$

$$5350 = \frac{34.804 \times 11700}{(18.85 + 3.196 N_T)}$$

$$N_T \approx 18 \text{ tubos}$$

$$\text{Comprobando } A_o = 3.196 \times 18 = 57.528 \text{m}^2$$

$$U\Delta T = \frac{34.804 \times 11700}{76.38} = 5331.33 \text{ kcal/(h} \times \text{m}^2) < 5400$$

$A_c$ , Área del tubo central ( $\text{m}^2$ )	18085
$A_o$ , Área de los tubos en el perímetro interno ( $\text{m}^2$ )	57.53
$A_{ttc}$ , Área total transmisión de calor ( $\text{m}^2$ )	76.38
$U\Delta t$ , Coeficiente de Transferencia de calor basado en las superficie total del secado ( $\text{kcal/h} \times \text{m}^2$ )	5331.33

## ANÁLISIS TECNICO ECONÓMICO ORIENTATIVO

Cálculo sobre el peso de los materiales

Peso de un tubo de Acero Inox de 600 mm x 6 mm= 100 kg/m

Peso de un tubo de Acero Inox de 114.3 mm x 4.5 mm= 12.1 kg/m

Peso de una plancha de Acero Inox de 7850 kg/m<sup>3</sup>

Para el tubo de 600 mm  $\varnothing$  x 10.25 mL

Peso= 100 x 10.25 m= 1025 kg= 1.025t

Para los tubos de 114.3mm  $\varnothing$  y 8.9 mL

Peso 12.1 x 8.9 x 18= 1938.42 kg  $\approx$  1.94t

Para las 3 planchas de 1.6 m  $\varnothing$  x 12 mm

Volumen =  $\frac{1}{4} \pi d^2 \times \text{Exp} = 0.024 \text{m}^3$

Peso = 7850 x 0.024 x 3= 568.20 kg= 0.568t

Cálculo del costo de los materiales

Tubo de 600mm  $\varnothing$ = 1, 025 tx 850 USD/t = 871.25 USD

Para los 18 tubos de 114.3mm  $\varnothing$  = 0.568 t x 1050 USD/t = 596.4 USD

Para las planchas = 0.568 t x 650 USD/t = 369.2 USD

Costo total de materiales

$$C_m = 871.25 + 596.4 + 369.2 = 1836.85 \text{ USD}$$

Costo de instrumentación

$C_i = 3492.65 \text{ USD}$

$C_i = 3500 \text{ MN}$

Costo de mano de obra

Diseño y proyecto de secador indirecto para sal

$C_{MOD} = 691.20 \text{ USD}$

$C_{MOD} = 23000 \text{ MN}$

Ejecución y Construcción en la remodelación del secador

$C_{moe} = 890.00 \text{ USD}$

$C_{MOE} = 5000.00 \text{ MN}$

Gasto de capital (costo de inversión) ( $A_{TC}$ )

$A_{tc} = C_m + C_i + C_{MOD} + C_{MOE}$

## ANÁLISIS ECONÓMICO

Terminología y relaciones:

$A_s$  = Venta anual (ingresos)

$A_{TE}$  = Gasto total anual (costo de producción)

$A_{CI}$  = Ingreso de caja anual

$A_{CI} = A_s - A_{TE}$

$A_{IT}$  = Impuestos

$A_{NCI} = A_{CI} - A_{IT}$

$A_{TC}$  = Gasto de capital (costo de inversión)

$A_{CF}$  = Flujo efectivo anual

$A_{CF} = A_{NCI} - A_{TC}$

$F_d$  = Factor de descuento

$F_d = 1/(1+i)^n$  n; años (0-10)  $i = 10\%$

$A_{CDF}$  = Flujo efectivo anual descontado

$A_{DCF} = F_d * A_{CF}$

$VAN$  = Valor actual neto

$A_{tc} = 1836.85 \text{ USD} + 3492.65 \text{ USD} + 691.20 \text{ USD} + 980.00 \text{ USD}$

$A_{tc} = 7000.7 \text{ USD}$

$A_{TC} = 3500 + 23000 + 5000 = 31500 \text{ MN}$

Después de la remodelación

Antes de la remodelación

Costo del combustible	Costo del combustible
$C_c = 29045.90 \text{ USD/año}$	$C_c = 81499.58 \text{ USD/año}$
Gasto de capital	Gasto de capital
$A_{tc} = 7000.7 \text{ USD}$	$A_{TC} = 0.00$
Diferencia de gastos de combustible	
$81499.58 - 29045.9 = 52453.68 \text{ USD}$	

Como se puede apreciar el costo de inversión se paga en el primer año de operación debido a la diferencia en el costo del combustible

Se produce también un gasto en moneda nacional ( MN) de 31500 pesos de estos el MINBAS paga 23000 pesos.

## **ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS**

### **Análisis de resultados**

Para la conversión del secador rotatorio de la Salina de Caimanera, se realizó un balance de masa y energía con el objetivo de determinar su capacidad máxima teórica y de acuerdo con estos cálculos se capacidad para el cumplimiento del plan de producción establecido. Los cálculos realizados mostraron que el secador tiene una capacidad de algo más de 23t/h por lo que la alimentación de 12-13t/h de sal húmeda que se plantea como plan es factible de procesar.

Por otra parte la conversión del secador de directo a indirecto permitirá a utilización del crudo cubano mejorado conocido como 650 con un precio 3 veces menor al Diesel – oil que se usa actualmente.

Otra ventaja es la obtención de sal de más calidad al evitarse el contacto directo de los gases de combustión con sal que se seca evitando así la contaminación con hidrocarburos.

El análisis económico elemental realizado muestra que por el ahorro que se produce al cambiar para un combustible con precio 3 veces menor se pueden financiar los gastos en que se incurra en la remodelación y obtener ganancias en el primer año de operación.

El costo de inversión tiene un componente en moneda nacional de 31500 pesos de los cuales 23 000 serán financiados por el MINBAS y no se reporta su recuperación porque los ingresos son en divisa. Se ha introducido en el proyecto un lazo de control automático para el quemador, para evitar que se produzcan altas temperaturas que dañen los ductos de calentamiento.

## **CONCLUSIONES**

1. Se han realizado los cálculos necesarios para la conversión del secador rotatorio de la Salina Caimanera de calentamiento directo a indirecto.
2. La conversión del secador de la Salina de Caimanera de directo a indirecto permite la sustitución del combustible diesel-oil por crudo cubano 650 con el consiguiente ahorro de divisas convertible.
3. Con la conversión del secador de directo a indirecto se logrará obtener sal de mayor calidad al producirla libre de hidrocarburos.

## **RECOMENDACIONES.**

1. Se recomienda hacer la conversión del secador de sal según los parámetros propuestos en este trabajo.
2. Realizar en el mismo, después de la conversión, estudios de secado que aporten datos para futuros trabajos en otras salinas y unidades de secado de la Unión.

## **BIBLIOGRAFIA**

- A.G. Kasatkin. Operaciones básicas y aparatos en la tecnología química. Editorial Química de Moscú. 1977.  
A.F. Tagart. Handbook of Mineral Dressing. Tomo II. Instituto Cubano del Libro. Sección 17 pages 17-01 a 17-19. 1964.  
Fdez . E. Comunicación personal de ingeniería económica, febrero 2003.



Eladio Pardillo Fontdevilla. Termotecnia. Tablas complementarias. Quinta Parte. Editorial Pueblo y Educación. 1987.

John H Perry. Manual de Ingeniero Químico. Tomo I. sección 13 Pág. 1239-1381.1958.

Kern, D.Q. "Procesos de transferencia de calor". Edición Revolución.

K.A. Razumov; V.A. Perov. Proyectos de fábricas de preparación de minerales. Editorial MIR. Moscú.

K.F. Paclov. P.G. Romankov. Problemas y ejemplos para el Curso de Operaciones Básicas y Aparatos de Tecnología Química. Editorial Mir. 1981.

Vian y Ocón. Elementos de ingeniería química.

W.K. Lewis; A.H. Radasch. Industrial Storchimetry. Chemical Calculations of Manufacturing Processes. 1954





## OBTENCIÓN DE SULFATO DE CALCIO DE LAS SALMUERAS. APLICACIÓN EN LA AGRICULTURA

**Miguel Angel Anaya Alfonso<sup>(1)</sup>, Anolan Díaz Fernández<sup>(1)</sup>, Antonio Sanabria de la Torre<sup>(1)</sup>**

(1) Centro de Investigaciones para la Industria Miner -Metalúrgica ( CIPIMM ), Carretera de Varona # 12028 Capdevila, Boyeros, Ciudad de La Habana, Cuba, CP - 11800, E-mail cipimm@ip.minbas.cu

### RESUMEN

En el trabajo se recupera el  $\text{SO}_4$  de las salmueras empleadas como materia prima para la producción de hidróxido de magnesio. El proceso se basa en la precipitación del  $\text{SO}_4$  como sulfato de calcio dihidratado ( $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ ) con el objetivo de limpiar la salmuera para la precipitación del magnesio como hidróxido. La obtención de sulfato de calcio dihidratado (yeso) en una salina con un / año requiere una alimentación 2 000 000  $\text{m}^3$  de salmuera de 15 ‰ produciendo 14300 t de yeso. La posibilidad de comenzar la diversificación de la producción de las salinas a partir de la producción de yeso como un subproducto de la obtención de hidróxido de magnesio permite obtener un producto aplicable como abono mineral (fuente de Ca y Azufre), componedor de suelos ácidos, aireador, disminuye la pérdida de fertilizante orgánico, etc. Se presenta un esquema general del proceso de obtención del yeso en dos fracciones fina y gruesa y en forma de Pellets. Su caracterización química en comparación con productos de marca internacionales, y aspectos económicos de su consumo y aplicación en cultivos.

### ABSTRACT

### OBTENTION OF CALCIUM SULFATE FROM BRINES. APPLICATION IN AGRICULTURE.

In the work, the  $\text{SO}_4$  from the brines used as raw material to produce magnesium hydroxide is recovered. The process is based on the  $\text{SO}_4$  precipitation as dehydrated calcium sulfate ( $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ ) with the objective to clean the brine to precipitate the magnesium as hydroxide. The obtention of dehydrated calcium sulfate (yypsum) in a salt plant with a production of sodium chloride of 100,000 t/year, requires a feeding of 2 000 000  $\text{m}^3$  of brine of 16‰, producing 14 300 t of yypsum. The possibility to start diversifying production in salt plants based on yypsum production as a sub-product of the magnesium hydroxide production, permits to obtain a product applicable as a mineral fertilizer (source of Ca and Sulphur), to improve acid soils, air the soils, diminish the loss of organic fertilizers, etc. A general scheme of the yypsum obtention process in two fractions (fine and coarse) and in pellets form is presented as well as their chemical characterization in comparison with the international trade marks and the economic aspects of their consumption and application in crops.

### INTRODUCCIÓN

La salina se comporta como una gran planta química en la cual se produce la separación escalonada de las diferentes sales que contiene el agua de mar. El orden de separación de las sales disueltas depende de su solubilidad relativa a una densidad de la salmuera en las lagunas de la Salina.

En la tabla 1 se presenta la composición de la salmuera de 15 ‰ Be [1] según reporte de la tabla de concentración y precipitación ( $\text{kg}/\text{m}^3$ ) .



**Tabla 1. Composición de la salmuera de 15 °Be [ 2 ] según reporte de la tabla de concentración y precipitación (kg/m<sup>3</sup>) .**

SAL(contenida en una salmuera de 15  °Be)	Kg de sal en disolución(contenida en el volumen de agua no evaporada de un m <sup>3</sup> ingresado a la salina)	Kg sal depositada en el Rango
CaSO <sub>4</sub>	1.1296	0.1326
NaCl	184.61	-
MgSO <sub>4</sub>	15.33	-
MgCL <sub>2</sub>	22.06	-
NaBr	0.57	-
KCL	4.99	-

En la tabla se aprecia los kilogramos de sales que quedan en disolución en el volumen de agua de mar no evaporado y el orden en que precipitan.

El sulfato de calcio (yeso) se precipita a las concentraciones de 13 a 25 °Be [ 3 ] en las lagunas. El yeso cristalizado en el agua de mar es de una alta pureza y su tratamiento una vez extraído, consiste en lavado con agua fresca para eliminar las impurezas (NaCL y material arcilloso).

El sulfato de calcio precipitado por metro cúbico de salmuera de 15 °Be es de 7.058 kg [1]. Los países grandes productores de sal, extraen el yeso cada tres o cuatro años porque con el aumento de la capa cristalizada, limita el volumen útil de las lagunas para el procesamiento de la salmuera. Una salina con una producción anual de 40 000 t necesita 505 000 m<sup>3</sup> de salmuera de 15 °Be, que aportan 3 375 t de yeso al año. Se emplea la salmuera de 15 °Be, porque es la materia prima más abundante, al tener menor densidad la velocidad de sedimentación es la más alta obtenida para el sulfato de calcio y el hidróxido de magnesio.

Los objetivos del trabajo fueron: Extraer el sulfato en disolución en la salmuera como MgSO<sub>4</sub> por precipitación con calcio y posteriormente precipitar el magnesio disuelto como MgCl<sub>2</sub> como Mg(OH)<sub>2</sub> con Ca(OH)<sub>2</sub> y abrir un nuevo mercado para el sulfato de calcio como fertilizante inorgánico compoedor de suelos ácidos y como suministrador de calcio y azufre.

## DESARROLLO DEL TRABAJO

### Materiales y métodos.

#### Materiales:

- Salmuera de 15 °Be procedente de la salina de Bidos.
- Cloruro de calcio industrial 98 % pureza.
- Hidróxido de calcio industrial 98 % pureza.

#### Métodos:

- **Determinación del % de sólidos por secado.**



Se pesa una cantidad determinada de pulpa (Peso húmedo). Se pone en la estufa de secado con una temperatura de  $(100 \pm 5) ^\circ\text{C}$  y se mantienen hasta que seque a peso constante.

$$\% \text{ Sólido} = (\text{Peso seco} \times 100) / \text{Peso húmedo}$$

### Equipos:

1. Filtro de tambor rotatorio a vacío de laboratorio con las características siguientes:

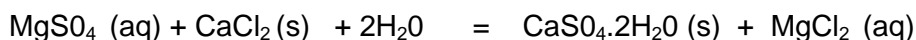
- Diámetro del tambor, 25cm
  - Velocidad del tambor:  $0.008 \text{ s}^{-1}$ ,  $0.017 \text{ s}^{-1}$ , ( 0,5 y 1 rpm).
  - Área sumergida, 0.4, 0.3 y 0.2.
  - Área de filtración, 0.7 y 0.8
  - No lavado
  - Elemento filtrante, lona #2076
  - Área de filtrado,  $589 \text{ cm}^2$

2. Bomba de Vacío, -90.0 kPa. ( $-0.9 \text{ kgf/cm}^2$ ).

### DESCRIPCION DE LA TECNOLOGÍA

Se añade en cantidad estequiométrica el  $\text{CaCl}_2$  obteniendo una pulpa de Sulfato de calcio dihidratado. Se deja sedimentar la pulpa, se decanta la salmuera sobrenadante que se transfiere por bombeo al tanque de almacenamiento para su posterior tratamiento con  $\text{Ca(OH)}_2$  para obtener el  $\text{Mg(OH)}_2$ . La pulpa de sulfato de calcio se lava tres veces con agua potable en los tanques agitados lavado del hidróxido de magnesio con una relación de lavado de 3. La pulpa lavada se pasa por el filtro de tambor rotatorio a vacío (FTRV) donde se densifica, se seca, se muele y se almacena en sacos de 25 y 40 kilogramos.

Reacciones del proceso:



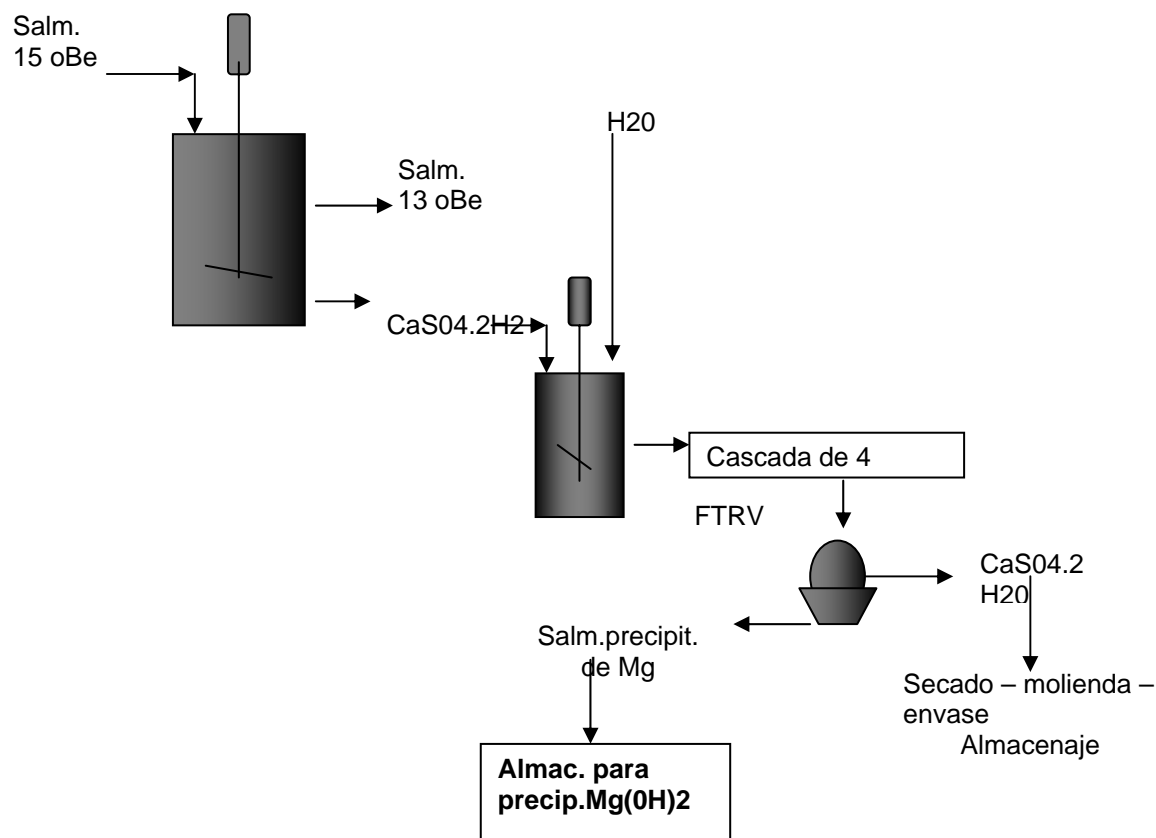
La salmuera limpia se trata con  $\text{Ca(OH)}_2$  precipitando el  $\text{MgCl}_2$  mediante la reacción siguiente:

$$\text{MgCl}_2 (\text{aq}) + \text{Ca(OH)}_2 (\text{aq}) = \text{Mg(OH)}_2 (\text{s}) + \text{CaCl}_2 (\text{aq})$$

La salmuera residual del proceso de precipitación de magnesio contiene 34 kg de  $\text{CaCl}_2$  se pone en contacto con una salmuera de  $15^\circ \text{Be}$  sin tratar y se precipita el  $\text{SO}_4^{2-}$  como sulfato de calcio (si tomamos como base de cálculo  $1 \text{ m}^3$  de salmuera de  $15^\circ \text{Be}$  tenemos que añadir  $2.6 \text{ m}^3$  de salmuera nueva y obtenemos 42 kg de  $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$  sin incurrir en gastos de  $\text{CaCl}_2$  totales, solamente adicionar el 5% del peso original ya que de la salmuera se pierde por procesamiento un 5% por lo que el proceso es económicamente factible. A su vez la obtención de  $\text{Mg(OH)}_2$  disminuye su costo por sustitución del NaOH en solución de 50% con un costo de 250.00 MLC, contra el valor de \$ 94.00 MLC de 1 t de  $\text{Ca(OH)}_2$ .

El costo de una tonelada de  $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$  por concepto de gasto de agente precipitante es de \$ 20.00 MLC con un costo de \$ 250.00 MLC (1) (ver anexo 1).

### PLANTA DE PRECIPITACIÓN $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ y $\text{Mg}(\text{OH})_2$



## RESULTADOS Y DISCUSIÓN

La caracterización del sulfato de calcio obtenido a partir de la precipitación del sulfato presente en la salmuera se presenta en la tabla 2.

**Tabla 2: Caracterización del yeso precipitado de la salmuera de 15<sup>o</sup> Be.**

Sal	%
Cloruro de calcio, $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$	38.30 % Ca
Cloruro, Cl	0.0007
Magnesio	0.05
Sulfato, $\text{SO}_4$	63.69

**Tabla 3: Caracterización del yeso comercializado por la firma Volcán de Chile.**

Ley $\text{Ca}_2\text{SO}_4 \times 2\text{H}_2\text{O}$	> 85 %
Agua Libre	< 0.05 %
Cloruro de Na (NaCl)	< 0.05 %
Carbonato de Calcio ( $\text{CaCO}_3$ )	< 13 %
Carbonato de Magnesio ( $\text{MgCO}_3$ )	< 0.15 %



Oxidos de Fierro y Aluminio ( $\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{Al}_2\text{O}_3$ )	< 0.3 %
Otros	2-3 %

El yeso para ser utilizado en la agricultura como fertilizante se comercializa con dos granulometrías (0.074 mm y 3 mm), por lo que una vez secado se muele y clasifica. Otra variante es la peletización del polvo. Estos productos se envasan en sacos multicapas (tres capas) con forro de Nylon transparente con un peso de 25, 50 kg o n Big Bag con una capacidad de 1000 kg.

Los precios de venta oscilan de acuerdo a las calidades: (tomado de los clasificados fertilizantes **AGRISCAPO**):

- Yeso agrícola (sulfato de calcio) = \$ 230.00 MLC / t Mendoza. Argentina.
- **FERTIYESO**. Producto chileno. Su precio esta en función de la granulometría que puede ser fino, superfino y peletizado.

### Aplicaciones:

- $\text{CaSO}_4$  se emplea como enmienda de suelos compactados, problemas de drenaje, falta de aireación y como fertilizante como fuente de azufre y calcio para los cultivos, praderas y frutales. Corrige la acidez del suelo.
- $\text{CaSO}_4$  extraído a partir de su precipitación en lagunas se emplea como materia prima para obtener fertilizantes minerales y en la industria.

### Caracterización del yeso obtenido en la salina con la tecnología aplicada:

- $\text{CaSO}_4$  cristales 38.30 % Ca (CL=0.0007%, Mg=0.05%,  $\text{SO}_4$ =63.69%).

### Impacto:

La posibilidad de obtener un abono mineral de producción nacional en cantidades considerables con diversas aplicaciones permitirá:

- Impacto social. El incremento de los cultivos, mejorar los suelos e incrementar el desarrollo de los organopónicos que introduce un incremento de la alimentación para la población.
- Impacto económico. Incremento de los ingresos de las salinas por concepto de la venta de sulfato de calcio.
- Tecnológico. Implantación de la tecnología de obtención de sulfato de magnesio. Diversificar la producción de la salina.
- Eliminación de un residual (salmuera de lavado y madre).

### Implantación:

La tecnología de extracción y beneficio esta implantada en las salinas, se implementan las operaciones de secado, molienda y clasificación. Así como el envasado y presentación del producto.

## BIBLIOGRAFÍA

Merlot, Abilio. Tecnología de la sal marina. Editorial MINBAS. 1988.

Anaya, M., Díaz, Anolan y otros. Estudio del comportamiento de las salmuera. Informe Proyecto MINBAS, "221 Investigaciones tecnológicas para la introducción de mejoras en el proceso de producción y calidad de la sal", Informe "Aprovechamiento del  $\text{CaSO}_4$  precipitado", Año 2005. CIPIMM.

SEGUNDA CONVENCION CUBANA DE CIENCIAS DE LA TIERRA, GEOCIENCIAS '2007.  
Memorias en CD-Rom, La Habana, 20-23 de Marzo de 2007



Anaya, M., Díaz, A, y otros. Proyecto MINBAS 221 Investigaciones tecnológicas para la introducción de mejoras en el proceso de producción y calidad de la sal", Informe Aprovechamiento de los productos precipitados y solubles de la salmuera. Año 2005. CIPIMM.  
Empresa Chilenas Azufrar, prospecto de venta, año 2006. Chile.





## **ESTUDIO DEL BENEFICIO DE UNA MUESTRA TECNOLÓGICA DE MINERAL DE WOLLASTONITA DEL YACIMIENTO “ARIMAO NORTE”**

**Misael Pérez Pérez (1), Emilio Montejo (1), Ileana Cabrera (1), José A. Alonso (1), Mirtha Frometa (1), María C. Rivas (1) Rubén Alcalá (1)**

*(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica (CIPIMM)*

### **RESUMEN**

Se estudia el beneficio a nivel de laboratorio de una muestra tecnológica del yacimiento de Wollastonita del yacimiento “Arimao Norte” con el objetivo de obtener concentrados de wollastonita y de granate de calidad comercial, con vista a su posible asimilación por la industria nacional.

La caracterización de la muestra establece que el contenido de wollastonita es muy bajo respecto a lo que plantea el pasaporte y a los estimados de contenido medio del yacimiento. La mineralogía de la muestra indica un difícil beneficio de la misma.

Se estudian diferentes métodos de beneficio:

- Molienda a diferentes grados - Clasificación.
- Separación magnética de alta intensidad.
- Clasificación Hidráulica.
- Flotación.

Los métodos de beneficio estudiados no dieron resultados positivos, no lográndose obtener concentrados de wollastonita, ni de granate de alta ley, debido a los bajos contenidos de ambos minerales y a que la separación magnética no es tan efectiva como en estudios anteriores.

Se recomienda evaluar la representatividad de la muestra enviada y/o variar las condiciones de la exploración que permitan elevar los contenidos medios de las reservas que permitan la asimilación de este yacimiento por la economía nacional.

### **ABSTRACT**

#### **STUDY OF BENEFICIATION OF A TECHNOLOGICAL SAMPLE OF THE WOLLASTONITE MINERAL FROM “ARIMAO NORTE” DEPOSIT.**

The beneficiation at laboratory level of a technological sample of wollastonite from the “Arimao Norte” Deposit was studied with the objective of obtaining wollastonite concentrates and garnet of commercial quality so as to be assimilated by the national industry.

The characterization of the sample establishes that the wollastonite content is very low respect to what is expressed in the passport and the calculations of the average content of the deposit. The mineralogy of the sample shows its difficult beneficiation.

Different methods of beneficiation are studied:

- Grinding at different degrees - Classification.
- Magnetic separation of high intensity.
- Hydraulic Classification.
- Flotation.

The beneficiation methods studied gave no positive results, and neither wollastonite concentrates nor high grade garnet were obtained due to the low contents of both minerals and that the magnetic separation is no so effective as in previous studies.



It is recommended to evaluate the representativity of the sample sent and/or to vary the conditions of exploring so they permit to increase the medium contents of the reserves that allow the assimilation of this deposit by the national economy.

## INTRODUCCION.

La Wollastonita es un metasilicato de calcio de formula química  $\text{Ca}_3[\text{Si}_3\text{O}_9]$  ó  $\text{CaSiO}_3$  con una composición de 48.3 % de  $\text{CaO}$  y 51.7 % de  $\text{SiO}_2$ . A veces contiene como impureza  $\text{FeO}$  (hasta 9 %) y cantidades insignificantes de  $\text{Na}_2\text{O}$ ,  $\text{MgO}$  y  $\text{Al}_2\text{O}_3$ . Asociados a la Wollastonita se encuentran granates de calcio, diópsido, vesubiano, etc.

Los usos comerciales del mineral están basados en las propiedades químicas y físicas, particularmente en la acicularidad (forma de agujas) de los cristales. La wollastonita de alta acicularidad (15:1 hasta 20:1) es apreciada por sus características físicas y se utilizan principalmente como sustituto del asbesto y como relleno en plásticos, goma, pintura, etc. La wollastonita de baja acicularidad (3:1 hasta 5:1) es sin embargo apreciada por su pureza química y se utiliza fundamentalmente en cerámica, metalurgia y fabricación de vidrio [1].

En Cuba existe en la actualidad un yacimiento de Wollastonita, ubicado a 2.5 Km al norte del pueblo de Arimao en la provincia de Cienfuegos. Este yacimiento cuenta con 16.6 MMt como recursos inferidos con un contenido promedio de 31 % de wollastonita y 28 % de granate. Este trabajos tiene como objetivo esencial la evaluación de las posibilidades de aprovechamiento de los mismos para la economía nacional.

## PREPARACIÓN DE LA MUESTRA.

La muestra con un peso de 512.8 kg de peso se recibió en el CIPIMM a finales del mes abril del 2005..

Con vista a estudiar el efecto del grado de molienda sobre el enriquecimiento del mineral en las distintas fracciones se preparó la muestra a los grados de molienda siguientes:

- bajo 1.0 mm.
- bajo 0.5 mm.
- bajo 0.3 mm.

Los equipos empleados en la Preparación aparecen recogidos sus características en el Anexo I.

El esquema empleado en la preparación de la muestra para la investigación, aparece recogido en la figura 1y 2.

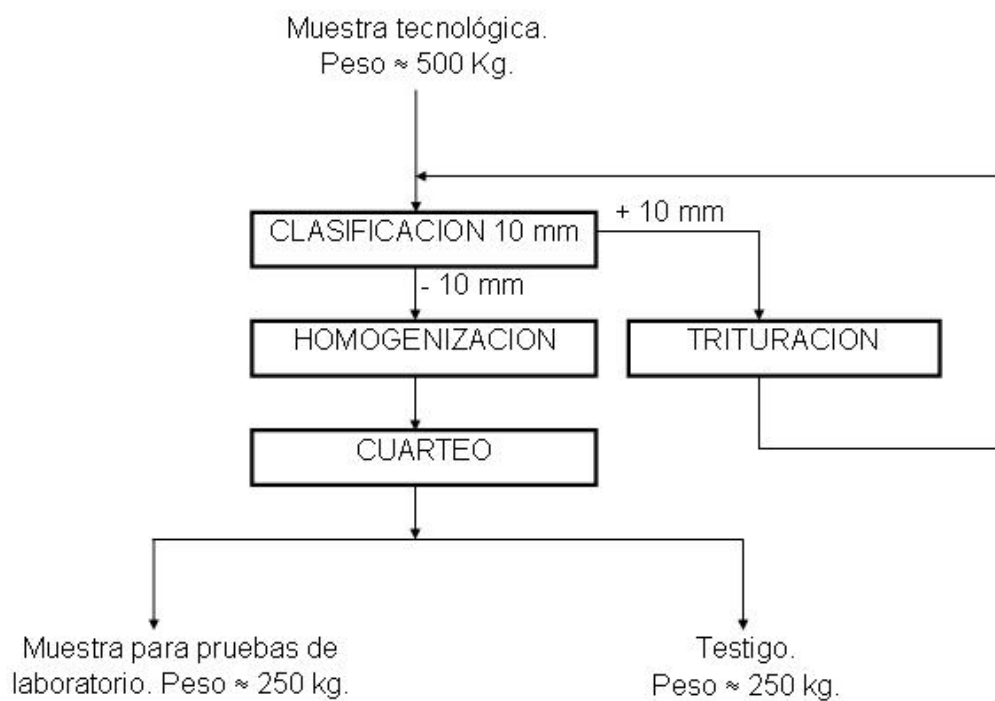
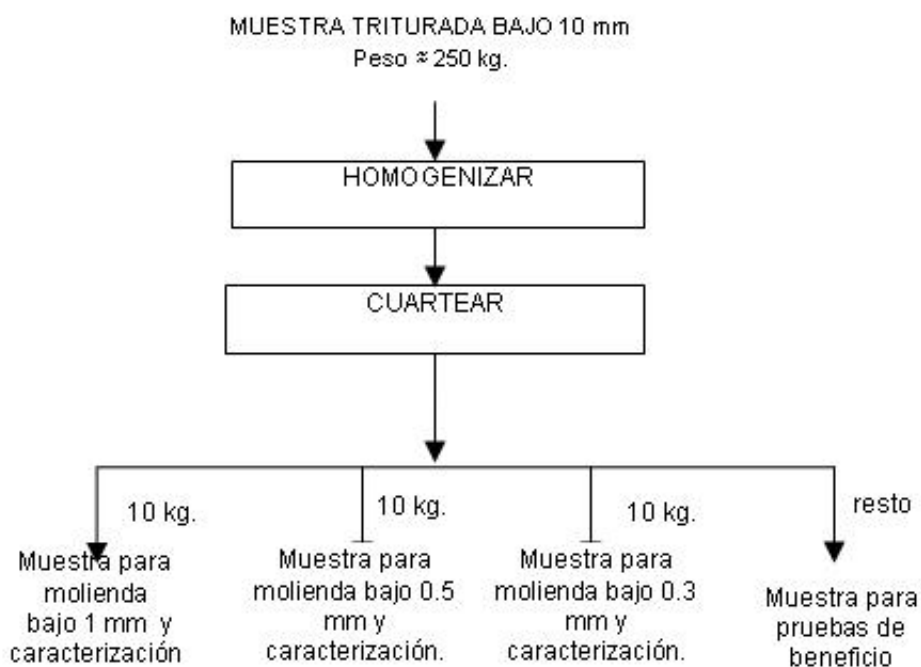


Fig. 1.- Esquema de Preparación de la Muestra de Mineral de Wollastonita del Yacimiento "Arimao Norte".

Nota: La muestra según el pasaporte estaba triturada bajo 10 mm no obstante se clasificó y toda pasó por el tamiz de 10 mm, por lo que no hubo que emplear el circuito de trituración del esquema.



#### Molienda a diferentes Grados.

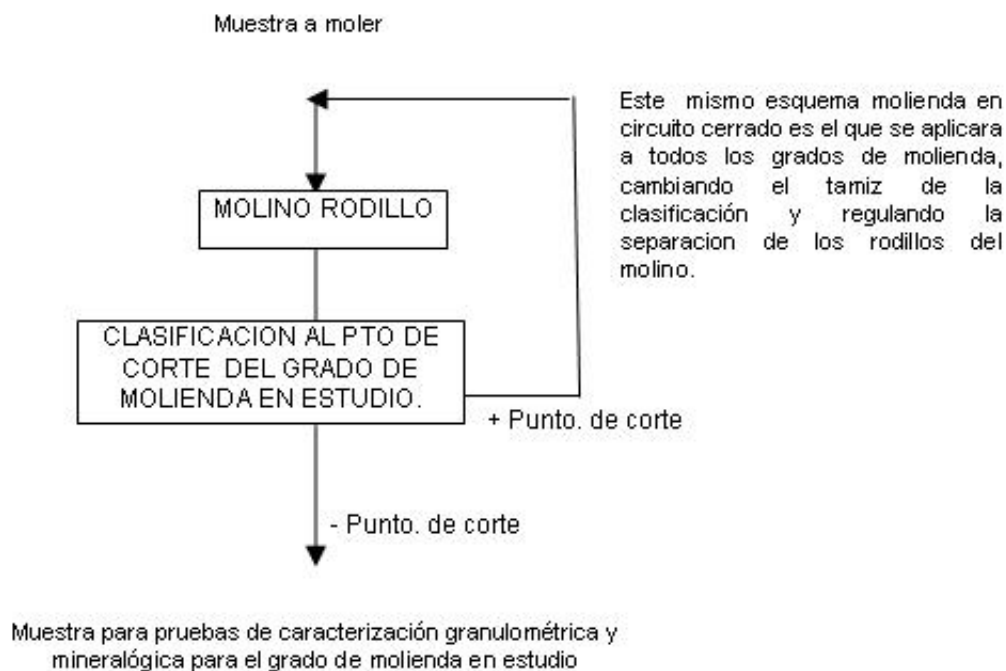


Figura 2. Esquema de preparación de la muestra para la caracterización y pruebas de beneficio.

## CARACTERIZACIÓN DE LA MUESTRA.

La muestra recibida se caracterizó desde el punto de vista químico mineralógico y granulométrico.

### Caracterización Química.

Los resultados de la caracterización fueron:

% SiO<sub>2</sub> - 45.09      % Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> - 6.71      % CaO - 30.64      % MgO - 2.56  
% K<sub>2</sub>O - 0.27      % Na<sub>2</sub>O - 0.70      % Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> - 4.34      % TiO<sub>2</sub> - 0.62  
% PPI - 5.91      % Humedad - 0.24

### Caracterización Granulométrica.

En la Tabla I aparece el resultado del análisis granulométrico de la muestra triturada bajo 10 mm.

Tabla I. Resultados del análisis granulométrico de la muestra recibida.

No	Fracción granulométrica (mm)	% Peso	%Peso Acumulado
1	+ 10.0	0.00	0.00
2	- 10.0 + 8.0	0.00	0.00
3	- 8.0 + 6.35	0.04	0.04
4	- 6.35 + 4.0	9.67	9.71
5	- 4.0 + 2.0	37.76	47.47
6	- 2.0 + 1.0	20.27	67.74
7	- 1.0 + 0.85	3.25	70.98
8	- 0.85 + 0.63	5.66	76.64
9	- 0.63 + 0.5	2.88	79.52
10	- 0.5 + 0.3	5.04	84.56
11	- 0.3 + 0.15	4.18	88.74
12	- 0.15 + 0.106	1.95	90.69
13	- 0.106 + 0.074	1.25	91.94
14	- 0.074 + 0.045	2.20	94.14
15	- 0.045	5.86	100.00
TOTAL		100.00	

A esta muestra se le realizó conteo mineralógico pero en las fracciones gruesas los minerales formaban parte de aglomerados rocosos, por lo que no se reportan sus resultados pues están distorsionados por esta causa y en los grados de molienda a estudiar se precisará la mineralogía.

### Caracterización Mineralógica.

La muestra recibida en sus diferentes grados de molienda fue caracterizada por conteo mineralógico al microscopio, de las fracciones por encima de 0.074 mm, mientras que las más finas se determino



por análisis de R-X y de ATD. Los resultados de la misma aparecen en el Anexos II, las tablas 2, 3 y 4 en los.

Se realizaron medidas de acicularidad a la wollastonita y se corrobora que la misma es de baja acicularidad oscilando la relación diámetro: longitud entre 1:3 a 1:7, siendo su valor mas común de 1:5.

De los resultados que aparecen en las tablas se puede deducir que:

- La wollastonita se libera completamente a granulometrías inferiores a 0.5 mm.
- El granate se libera completamente a granulometrías inferiores a 0.3 mm.
- El contenido de wollastonita oscila entre 12 - 15 %.
- El contenido de granate oscila entre 20 - 35 %
- En base al contenido promedio de los tres conteos, los minerales mas importantes son:
  - Granate (27.56 %).
  - Cuarzo (24.66 %).
  - Wollastonita (13.58 %).
  - Carbonato (8.55 %).
  - Feldespato (4.33 %).
- Los granates presentes son del tipo cálcico (Andradita y Grosularia), los que son típicos de estos tipos de yacimientos y coincide con los resultados de investigaciones anteriores.

En base a la mineralogía general descrita y al análisis químico de la cabeza la composición mineralógica de la muestra es:

Wollastonita	13.11 %	Carbonato	14.50 %
Andradita	13.78 %	Cuarzo	12.93 %
Grosularia	21.60 %	Feldespato	5.74 %
Granate Total	35.38 %	Otros	18.34 %

Lo cual se puede decir que en sentido general coincide, existiendo cierta diferencia en los contenidos de cuarzo y carbonato fundamentalmente.

### Resultados de la Caracterización.

La muestra recibida tiene un contenido de wollastonita que oscila entre 13-14 %, lo cual resulta muy inferior al que plantea el pasaporte de la muestra (22 %) y aun mas relacionándolo con los resultados de investigaciones anteriores [II][III][IV][V] tal como se aprecia en la tabla V.

Tabla V. Contenidos de cabeza del yacimiento "Arimao Norte" de distintas fuentes.

No	Fuente	Contenidos (%)		Observaciones
		Wollastonita	Granate	
1	Exploración geológica [2].	35.19	24.67	
2	Investigación Karlovy Vary [3].	60.60	21.90	Muestra C-21
3	Investigación Lab. Isaac del Corral [4]	> 50	15-50	
4	Caracterización E. Geol. Sta. Clara [5].	55	35-40	





5	Pasaporte Muestra CIPIMM	22	32	
6	Caracterización muestra CIPIMM	13.58	27.56	

Referente al granate la muestra recibida esta dentro de los valores medios de las otras investigaciones y se acerca a lo que plantea el pasaporte.

La caracterización mineralógica demostró que:

- La separación electromagnética no logra buena diferenciación de las especies mineralógicas presentes.
- Existe liberación completa de la wollastonita a una granulometría inferior a los 0.5 mm.
- Existe liberación completa del granate a una granulometría inferior a 0.3 mm.
- Los minerales mas importantes son: granate, cuarzo, wollastonita, carbonato de calcio, feldespato.
- Los granates presentes son del tipo cálcico (Andradita y Grosularia), los que son típicos de estos tipos de yacimientos y coincide con los resultados de investigaciones anteriores [3][4][5].

El beneficio de esta muestra con vista a obtener concentrados de wollastonita y granate de alto ley para su empleo industrial, se prevé muy complicado debido a:

- Alto nivel de impurezas presentes en la muestra, muy superior a investigaciones anteriores.
- Granulometría muy pequeñas de liberación de la wollastonita y del granate, que obliga a una molienda profunda, lo que incrementa el rendimiento en peso de las fracciones mas finas, que requieren de procesos de separación mas difíciles y caros.

## PRUEBAS DE BENEFICIO.

Los resultados de la caracterización pronostican un enriquecimiento difícil de la muestra recibida. En base a los resultados de las tablas 2, 3 y 4, no se obtiene por un procedimiento sencillo como el de molienda - clasificación, un enriquecimiento de algunos de los minerales de interés.

### Pruebas de Separación Magnética Multietapa.

Uno de los procedimientos más empleados en investigaciones anteriores para el beneficio de la wollastonita es la separación magnética de alta intensidad [3][4][5], donde se obtenía un concentrado electromagnético de granate y no electromagnético de wollastonita.

Con vista a evaluar el comportamiento de la muestra recibida se realizó una primera prueba de separación multietapa, a diferentes intensidades de campo magnético, a la fracción - 1.0 + 0.074 mm, que es la que mayor rendimiento en peso tiene sobre malla 200 (0.074 mm), por el esquema que aparece en la figura 3. Los resultados alcanzados aparecen en la tabla VI.

Tabla VI. Resultados de la separación magnética multietapa a la fracción - 1.0 + 0.074 mm de la muestra tecnológica del yacimiento "Arimao Norte".

No Prueba	Granulometría	Separación placas. (mm)	Intens. Campo Mag.	RESULTADOS DE LAS PRUEBAS			
				Productos	Rend. Peso	Contenido (%)	Recuperación (%)



	(mm)		(Tesla)		(%)	W	G	W	G
1	- 1.0 + 0.074	5	0.025	FMag <sub>T</sub>	0.00				
			0.050	FEMag <sub>1</sub>	0.00				
			0.230	FEMag <sub>2</sub>	0.04	2.53	12.79	0.00	0.00
			0.180	FEMag <sub>3</sub>	0.22	4.34	11.01	0.00	0.00
			0.230	FEMag <sub>4</sub>	1.16	5.09	28.36	0.01	0.01
			0.74	FEMag <sub>5</sub>	1.34	0.00	86.83	0.00	0.03
			1.20	FEMag <sub>6</sub>	1.03	0.00	89.14	0.00	0.03
			1.29	FEMag <sub>7</sub>	0.73	0.00	91.97	0.00	0.02
			1.30	FEMag <sub>8</sub>	1.16	0.00	94.67	0.00	0.03
			1.31	FEMag <sub>9</sub>	1.51	0.00	89.80	0.00	0.04
				FEMag <sub>T</sub>	7.20	0.97	77.41	0.01	0.15
				FNEMag <sub>F</sub>	92.80	11.24	33.69	99.99	99.85
				Alimentación	100.00	10.50	36.84	100.00	100.00

Leyenda: FMag<sub>T</sub>: Fracción Magnética Total.

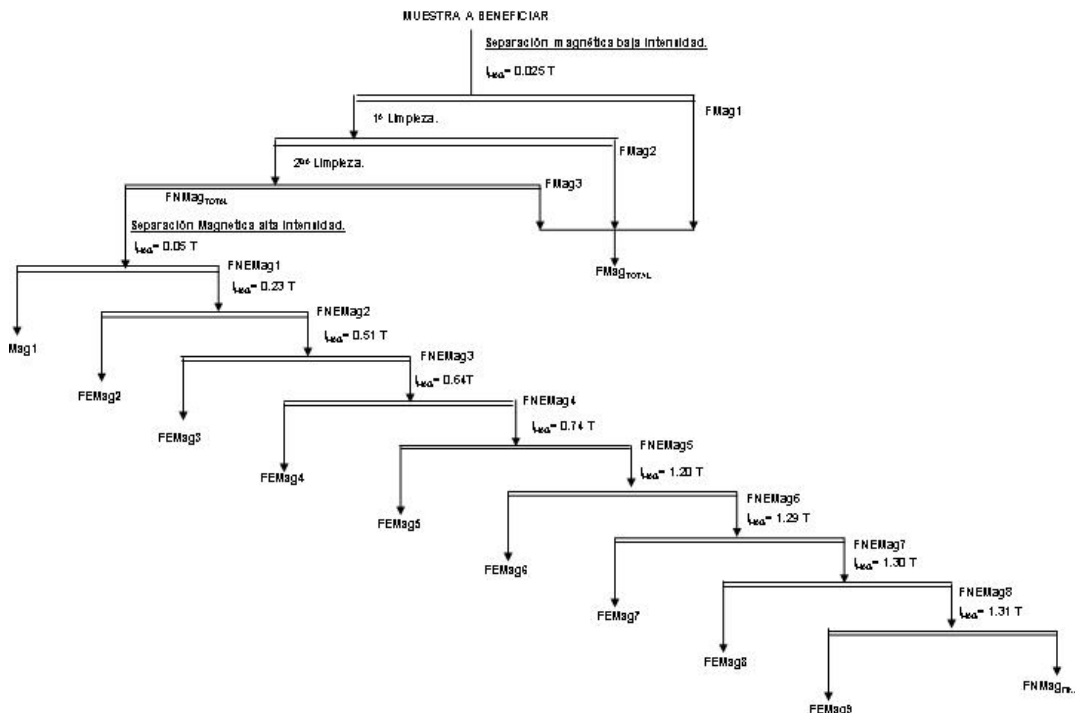
FEMag<sub>T</sub>: Fracción Electromagnética Total

FEMag<sub>i</sub>: Fracción Electromagnética etapa i.

FNEMag<sub>F</sub>: Fracción Electromagnética Final.

W: wollastonita.

G: granate.



Producto	Icte (Ampere )	Imag (Tesla)
FEMag1	0.25	0.05
FEMag2	1.00	0.23
FEMag3	2.50	0.51
FEMag4	3.50	0.64
FEMag5	5.00	0.74
FEMag6	7.00	1.20
FEMag7	8.50	1.29
FEMag8	10.00	1.30
FEMag9	11.00	1.31

Figura 3. Esquema de beneficio por separación magnética multietapa vía seca de la fracción - 1.0 + 0.074 mm (molienda - 1 mm)

Como puede observarse solo se logran en concentrados de granate de alta ley, pero con una recuperación muy baja. Por lo tanto prácticamente todos los minerales quedan en la fracción electromagnética, lo cual complica el beneficio. Esto sin contar que a la fracciones finas en casos de aplicar este procedimiento debe ser vía húmeda, lo que implica equipos de elevado valor de inversión y con altos costos de operación.

### Pruebas de Separación Magnética de Alta Intensidad.

En base a los resultados anteriores se decidió realizar pruebas adicionales de separación magnética empleando las intensidades de campo magnético de mejor resultado en cuanto a concentración del granate. Se empleo el grado de molienda de - 1.0 mm debido a que es donde menor rendimiento en peso tienen las fracciones finas, que no se procesan por vía seca.

Las pruebas se realizaron dividiendo la fracción -1.0 + 0.074 mm en dos fracciones:

- En la primera - 1.0 + 0.3 mm, existe un ligero enriquecimiento en granate, casi 40 % de contenido y mas de un 50 % del granate existente en la muestra.
- En la segunda - 0.3 + 0.074 mm, existe un ligero enriquecimiento de wollastonita con casi 16 % de contenido y de granate un 35 %. En esta fracción ambos minerales se encuentran completamente liberados.

El esquema de beneficio empleado aparece en la figura 4.

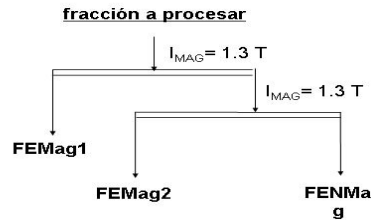


Fig. 4. Esquema de Separación Magnética de Alta Intensidad.

Los resultados alcanzados al procesar la fracción - 1.0 + 0.3 mm aparece en la tabla VII, mientras que el de la fracción - 0.3 + 0.074 mm se recoge en la tabla VIII. El balance general para la muestra molida bajo 1.0 mm, aparecen en la tabla IX.

Tabla VII. Resultados de las Pruebas de Separación Magnética de Alta Intensidad de la fracción - 1.0 + 0.3 mm del grado de molienda - 1.0 mm.

No	Productos	Rend. Peso (%)	Contenido (%)		Recuperación (%)	
			W	G	W	G
1	FEMag <sub>1</sub>	15.18	5.37	57.65	8.29	43.84
2	FEMag <sub>2</sub>	2.51	2.53	73.28	0.65	9.21
	FEMag <sub>TOTAL</sub>	17.69	4.97	59.87	8.94	53.04
3	FNEMag <sub>TOTAL</sub>	82.31	10.88	11.39	91.06	46.96
	<b>ALIMENTACION</b>	<b>100.00</b>	<b>9.83</b>	<b>19.97</b>	<b>100.00</b>	<b>100.00</b>

Nota: Leyenda Idem tabla VI.

Tabla 8. Resultados de las Pruebas de Separación Magnética de Alta Intensidad de la fracción - 0.3 + 0.074 mm del grado de molienda - 1.0 mm.

No	Productos	Rend. Peso (%)	Contenido (%)		Recuperación (%)	
			W	G	W	G
1	FEMag <sub>1</sub>	15.18	2.22	28.10	0.49	4.37
2	FEMag <sub>2</sub>	2.51	1.99	49.10	0.39	6.76
	FEMag <sub>TOTAL</sub>	17.69	2.11	37.96	0.88	11.13
3	FNEMag <sub>TOTAL</sub>	82.31	14.97	18.97	99.12	88.87



	<b>ALIMENTACION</b>	<b>100.00</b>	<b>14.21</b>	<b>20.09</b>	<b>100.00</b>	<b>100.00</b>
--	---------------------	---------------	--------------	--------------	---------------	---------------

Nota: Leyenda Idem tabla VI.

Tabla IX. Resultados de las Pruebas de Separación Magnética de Alta del grado de molienda - 1.0 mm (Balance General).

No	Productos	Rend. Peso (%)	Contenido (%)		Recuperación (%)	
			W	G	W	G
1	Fr. - 1.0 + 0.3 FEMag <sub>1</sub>	7.15	5.37	57.65	2.81	19.91
2	Fr. - 1.0 + 0.3 FEMag <sub>2</sub>	1.18	2.53	73.28	0.22	4.18
3	Fr. - 0.3 + 0.074 FEMag <sub>3</sub>	0.75	2.22	28.10	0.12	1.01
4	Fr. - 0.3 + 0.074 FEMag <sub>4</sub>	0.66	1.99	49.10	0.10	1.57
1-4	FEMag <sub>TOTAL</sub>	9.74	4.55	56.70	3.25	26.68
5	FNEMag <sub>Total</sub>	61.27	12.38	14.17	55.53	41.93
6	Fr. - 0.074 mm. Sin Procesar	28.98	19.43	22.43	41.22	31.39
<b>TOTAL</b>		<b>100.00</b>	<b>13.66</b>	<b>20.71</b>	<b>100.00</b>	<b>100.00</b>

Nota: Leyenda Idem tabla VI.

Como se puede observar se comprueban los análisis realizados durante la caracterización y en el inciso 4.1, que la muestra recibida no responde satisfactoriamente a la separación magnética. Solo es posible obtener un concentrado de granate de baja ley y recuperación, sin valor de uso en la industria del abrasivo.

### Pruebas de Clasificación Hidráulica en Columna.

Una de las características de la wollastonita es su acicularidad, que significa una relación longitud : diámetro alta ( $> 1$ ). En el caso de la wollastonita del yacimiento "Arimao Norte" esta relación oscila entre 3-5, que aunque no es alta respecto a otros yacimientos se pudiera aprovechar para su enriquecimiento en base a tecnologías desarrolladas en el CIPIMM para el tratamiento de minerales en base a la forma de sus partículas y a la diferencia en su velocidad de caída en el seno de un fluido. [6][7][8][9].

Este método relativamente sencillo y barato fue aplicado con éxito en yacimientos de mica y de cianita de la Isla de la Juventud.

Consiste en clasificar el mineral en fracciones granulométricas estrechas y después se someten a una clasificación hidráulica en columna, donde los minerales se separan en base a su diferentes velocidades de caída, teniendo en cuenta que partículas de forma y tamaños (debido a la clasificación estrecha) similares, tendrán mayor velocidad de caída en el seno de un fluido las de mayor densidad. De la misma forma partículas de similar tamaño y densidad tendrán mayor



velocidad de caída las partículas de forma cilíndricas (como la wollastonita, cianita, etc.), le siguen las esféricas (cuarzo, calcita, etc.) y por último las partículas laminares (similares a la mica, algunos tipos de arcillas, etc.). En base a eso la wollastonita por su acicularidad y el granate por su mayor densidad presentaran velocidades de caída superiores y se pueden concentrar en la fracciones gruesas.

Un esquema de la instalación empleada aparece en la figura 5.

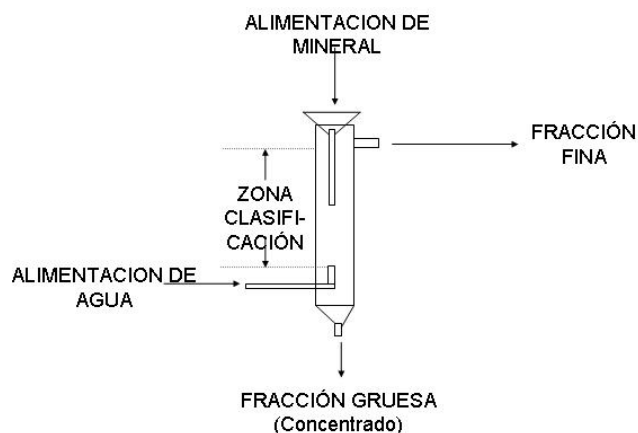


Figura 5. Esquema de la instalación de la columna de clasificación hidráulica.

Las fracciones que se emplearon en el estudio fueron:

Del grado de molienda 1.0 mm:

- - 1.0 mm (cabeza).
- - 0.3 mm ( con cierto enriquecimiento en wollastonita).

Del grado de molienda - 0.5 mm:

- - 0.5 mm (cabeza).
- - 0.3 mm ( con cierto enriquecimiento en wollastonita).

Del grado de molienda - 0.3 mm se empleo la cabeza completa.

Los resultados alcanzados en las pruebas aparecen reflejados en la tabla 10.

Tabla 10. Resultados de las pruebas de clasificación hidráulica en columnas.

No Prue- ba	Grado de Mo- lienda (mm)	Granu- lome- tría (mm)	Punto de Corte (mm)	Velo- cidad Caída (cm/s)	Incremento Contenido (%)		Recuperación (%)	
					W	G	W	G





1	- 1.0	- 1.0	0.038	0.1258	10.09	22.53	88.08	98.02
2	- 1.0	- 1.0	0.045	0.1764	-0.75	6.49	92.11	98.82
3	- 1.0	- 1.0	0.074	0.4770	3.49	18.17	86.34	98.58
4	- 1.0	- 0.3	0.038	0.1258	21.31	29.48	93.61	99.91
5	- 1.0	- 0.3	0.045	0.1764	9.05	7.21	96.73	95.09
6	- 1.0	- 0.3	0.074	0.4770	1.36	34.96	72.65	96.73
7	- 0.5	- 0.5	0.038	0.1258	4.64	8.90	93.86	97.68
8	- 0.5	- 0.5	0.045	0.1764	-2.54	12.87	83.52	96.73
9	- 0.5	- 0.5	0.074	0.4770	-9.30	27.41	66.34	93.18
10	- 0.5	- 0.3	0.045	0.1764	7.53	13.15	93.23	98.10
11	- 0.5	- 0.3	0.074	0.4770	10.62	48.83	73.15	98.41
12	- 0.3	- 0.3	0.038	0.1258	4.46	6.82	93.39	95.50
13	- 0.3	- 0.3	0.045	0.1764	5.67	10.23	91.51	95.46
14	- 0.3	- 0.3	0.074	0.4770	23.56	35.67	83.22	91.37

Como se puede observar los niveles de enriquecimiento son bajos:

- En el caso de la wollastonita el mayor incremento se logra en la prueba 14, pero dados los bajos contenidos en cabeza no se alcanzan concentrados de calidad industrial, los niveles de recuperación son aceptables.
- En el caso del granate el mayor incremento se logra en la prueba 11, pero también son insuficientes para lograr un concentrado de calidad. los niveles de recuperación son buenos.
- Se aprecia del conteo mineralógico una tendencia a concentrarse cuarzo en la fracción fina.

Aunque los resultados no son buenos en la muestra estudiada, este procedimiento de clasificación pudiera constituir en una muestra mas rica, un paso previo a algún método de beneficio pues se obtendría a partir de el preconcentrados de los minerales de interés.

### Pruebas de Flotación.

Se valoraron otros procedimientos de beneficio, que aunque mucho mas costosos pudieran significar una posibilidad de aprovechar estos minerales como es la Flotación.

Dentro de las impurezas principales descritas en el análisis mineralógico se encuentran el cuarzo y la calcita, aunque existen cantidades considerables de otros silicatos como Feldespatos, Diópsido, Vesubiana, Arcillas, etc., que complican la flotación.

El esquema de beneficio empleado tiene como objetivo separar los minerales en dos grandes grupos:

- Silicatos (wollastonita, granate, otros silicatos).
- No Silicatos (cuarzo y calcita).



Con esto se lograría como primer paso obtener preconcentrado de wollastonita y de granate y posteriormente combinando con otro método de beneficio separar los silicatos impurezas.

El esquema de beneficio empleado fue el de una flotación básica y en los reactivos probados siempre se depresa la sílice libre (cuarzo) y la calcita, por tanto se obtiene un concentrado colectivo de silicatos en la espuma de flotación (Flotación Directa).

Se empleó una celda de flotación japonesa y se escogió la muestra molida bajo 0.3 mm para las pruebas de flotación dado que se puede flotar de forma directa por el tamaño de las partículas y además que a ese grado de molienda todas las especies mineralógicas de interés, están completamente liberadas.

El esquema empleado aparece descrito en la figura 6.

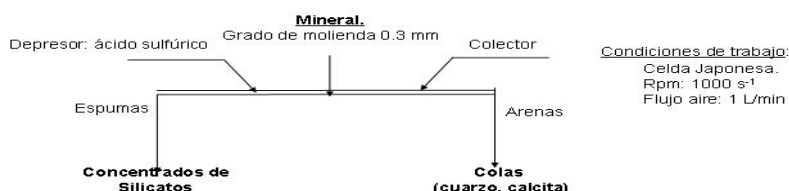


Figura 6. Esquema empleado en la flotación de la muestra de wollastonita del yacimiento "Arimao Norte".

Para las pruebas se emplearon distintos colectores recomendados para estos tipos de separaciones y que a continuación se describen:

- **Prueba 1-F.**

Condiciones de trabajo:

- Colector empleado: ácido oleico.
- Dosificación: 6.7 Kg/t.
- Depresor: ácido sulfúrico.
- pH: 2.3
- Tiempo Flotación: 4 min.

Los resultados de la prueba aparecen reflejados en la tabla XI.

Tabla XI. Resultados de la Prueba 1-F. Flotación de la muestra de wollastonita del yacimiento "Arimao Norte" molida - 0.3 mm.



No Prueba	PRODUCTOS	Rend. en Peso (%)	Contenido (%)		Recuperación (%)	
			W	G	W	G
1-F	Concentrado	44.85	14.00	16.00	46.70	39.43
	Cola	55.15	13.00	20.00	53.30	60.57
	<b>Alimentación</b>	<b>100.00</b>	<b>13.45</b>	<b>18.21</b>	<b>100.00</b>	<b>100.00</b>

• **Prueba 2-F.**

Condiciones de trabajo:

- Colector empleado: Sulfonato de Petróleo (Aeropromoter - 825. Cyanamide).
- Dosificación: 6.7 Kg/t.
- Depresor: ácido sulfúrico.
- pH: 3.0
- Tiempo Flotación: 4 min.

Los resultados de la prueba aparecen reflejados en la tabla XII.

Tabla XII. Resultados de la Prueba 2-F. Flotación de la muestra de wollastonita del yacimiento "Arimao Norte" molida - 0.3 mm.

No Prueba	PRODUCTOS	Rend. en Peso (%)	Contenido (%)		Recuperación (%)	
			W	G	W	G
2-F	Concentrado	31.46	21.00	15.00	46.71	21.60
	Cola	68.54	11.00	25.00	53.29	78.40
	<b>Alimentación</b>	<b>100.00</b>	<b>14.15</b>	<b>21.85</b>	<b>100.00</b>	<b>100.00</b>

• **Prueba 3-F.**

Condiciones de trabajo:

- Colector empleado: SM - 15 de la firma Hoestch.
- Dosificación: 6.7 Kg/t.
- Depresor: ácido sulfúrico.
- pH: 3.0
- Tiempo Flotación: 3 min.

Los resultados de la prueba aparecen reflejados en la tabla XIII.

Tabla XIII. Resultados de la Prueba 3-F. Flotación de la muestra de wollastonita del yacimiento "Arimao Norte" molida - 0.3 mm.

No	PRODUCTOS	Rend. en Peso	Contenido (%)	Recuperación (%)
----	-----------	---------------	---------------	------------------



Prueba		(%)	W	G	W	G
3-F	Concentrado	47.88	15.00	21.00	51.46	37.61
	Cola	52.12	13.00	32.00	48.54	62.39
	<b>Alimentación</b>	<b>100.00</b>	<b>13.96</b>	<b>26.73</b>	<b>100.00</b>	<b>100.00</b>

Como se puede apreciar en ninguna de las pruebas realizadas se logran buenos resultados, no existiendo una buena separación de los minerales de interés y no se logra ni siquiera un concentrado de silicatos donde el contenido de wollastonita y granate se incremente de forma apreciable.

### **Análisis de los resultados.**

Los resultados obtenidos por los distintos procedimientos de beneficio estudiados en el marco de esta investigación, corroboran los resultados de la caracterización de la muestra recibida que preveían un material de difícil beneficio debido al bajo contenido de las especies de interés, sobre todo de la wollastonita.

La muestra recibida es la de más bajo contenido de wollastonita de las estudiadas desde que el yacimiento se descubrió (ver tabla 5), inferior incluso a lo que plantea el pasaporte y a los promedios de los últimos estudios geológicos. Consideramos oportuno analizar desde el punto de vista geológico, si la muestra enviada es representativa del yacimiento y/o si es necesario reanalizar las condiciones del cálculo de las reservas, buscando elevar los contenidos de wollastonita a niveles de los yacimientos que se explotan económicamente en la actualidad (> 40 % de wollastonita).

En el caso del granate las especies presentes son la andradita y grosularia, ellas son dentro del grupo de los granates las de menos dureza, por lo que en caso de lograrse concentrados de alta ley en futuras investigaciones se le deben realizar pruebas de uso en el campo de los abrasivos para garantizar sus posibilidades de empleo industrial.

### **CONCLUSIONES**

- 1.- La muestra recibida posee un bajo contenido de wollastonita muy por debajo de lo que plantea el pasaporte (22 %) y los promedios geológicos de las últimas investigaciones (> 40 %). Su acicularidad es baja, oscilando su relación longitud diámetro entre 1:3 a 1:5.
- 2.- El granate acompañante es de los tipos cálcicos: andradita y grosularia y su contenido es similar a lo que plantea el pasaporte (32 %).
- 3.- Las principales impurezas acompañantes de los minerales de interés son: calcita, cuarzo diopsido, feldespato y arcillas.
- 4.- Es necesario una molienda profunda por debajo de 0.5 mm para liberar completamente la wollastonita y por debajo de 0.3 mm para liberar el granate.
- 5.- Los procedimientos de beneficio estudiados ninguno dio buenos resultados, dando concentrados de muy baja ley sin valor para empleo industrial. En los casos que se acercaron, la recuperación fue extremadamente baja.

## RECOMENDACIONES.

- 1.- Se recomienda evaluar la representatividad de la muestra enviada y/o variar las condiciones de la exploración que permitan elevar los contenidos medios de las reservas a los niveles en que se explotan económicamente en la actualidad yacimientos de este tipo (> 40 %), de forma que permitan la asimilación de este yacimiento por la economía nacional.
- 2.- En caso de variar las características de la muestra tecnológica en base a la recomendación anterior, acometer una nueva investigación con vista a obtener concentrados de alta ley de wollastonita y granate, realizando las pruebas de uso correspondientes.

## BIBLIOGRAFIA

- Bonsoño, Alfredo. Búsqueda Bibliográfica sobre Wollastonita. Centro Nacional de Información Geológica. IGP.
- Betejtin, A. Curso de Mineralogía. Editorial Mir. Moscú 1970.
- France, Josef y Rueda, Gladys. Características de la Roca Wollastonítica de la Localidad de "Arimao Norte" (Escambray) y la Metodología para su Evaluación Tecnológica. IGP - Lab. Isaac del Corral. Noviembre de 1988.
- Hanus, Václav. Beneficio de Wollastonita de Cuba. Instituto de Investigación de Cerámica. Pilsen - Karlovy Vary. Agosto 1989.
- Montejo, Emilio; Fernández, Ileana y Otros. Estudio del Beneficio de una Muestra Tecnológica del Yacimiento de Cianita "Las Nuevas". I-344. CIPIMM, 1997.
- Montejo, Emilio; Fernández, Ileana y Otros. Pruebas en Planta Piloto del Beneficio de una Muestra Tecnológica del Yacimiento de Cianita de "Las Nuevas". I-354. CIPIMM-GM Isla. Julio 1998.
- Montejo, Emilio, Seijo Donato y otros. Estudio del beneficio de 4 muestras del yacimiento de Mica "El Alemán". CIPIMM, 1992.
- Montejo, Emilio; Burgos Isabel. Pruebas en Planta Piloto para el Beneficio de la Mica del Yacimiento " El Alemán". II-92. CIPIMM. 1996.
- Nieves Martín, Blanca; Yera Sanchez, Emida y Otros. Caracterización de una muestra de wollastonita del yacimiento "Arimao Norte". Empresa de Geología Santa Clara.
- Rodríguez, Roberto; Prieto, René y Otros. Informe Exploración Wollastonita "Arimao Norte" (Cancelado). Empresa Geominera Centro. Octubre 2002.
- Taggart, A. Handbook of Mineral Dressing, Ores and Industrial Minerals. Edición 1964.

### Anexo I

ABREV.	ESPECIE	ABREV.	ESPECIE	ABREV.	ESPECIE	ABREV.	ESPECIE
WL	Wollastonita libre	GL	Granate libre	Q	Cuarzo	ARC	Arcillas
WE	Wollastonita entrecrecida	GE	Gran. entrecrecido	FD	Feldespatos	OT	Otros *
WT	Wollastonita Total	GT	Granate total	CB	Carbonato de Calcio		
ABREV.	ESPECIE	ABREV.	ESPECIE	ABREV.	ESPECIE	ABREV.	ESPECIE
WL	Wollastonita libre	GL	Granate libre	Q	Cuarzo	ARC	Arcillas
WE	Wollastonita entrecrecida	GE	Gran. entrecrecido	FD	Feldespatos	OT	Otros *
WT	Wollastonita Total	GT	Granate total	CB	Carbonato de Calcio		

### RELACION DE EQUIPOS EMPLEADOS EN LA PREPARACION DEL MINERAL

No	EQUIPO	MARCA	CARACTERISTICAS TECNICAS
1	Triturador de Quijada	TM - Engineering	Entrada: 187 x 120mm Salida: 3 mm (Especial para molienda)
2	Molino de Rodillos	DENVER	Diámetro: 10" (254 mm) Ancho: 6" (153 mm) Salida: 2 mm
3	Molino de Disco	Soviético	Diámetro: ≈ 200 mm
4	Celda de Flotación Japonesa	Heykol Modelo FT-250	

### Anexo II

Tabla II. Caracterización granulométrica y mineralógica por fracciones de la muestra de wollastonita del yacimiento Arimao Norte. Grado de Molienda bajo 1.0 mm.



No	Granulometría (mm)	%	Peso Acum.	CONTENIDOS (%)										DISTRIBUCIÓN (%)											
				WL	WE	WT	GL	GE	GT	Q	FD	CB	ARC	OT	WL	WE	WT	GL	GE	GT	Q	FD	CB	ARC	OT
1	- 1.0 + 0.85	7.51	7.51	1.84	0.00	1.84	43.73	16.06	59.79	11.30	6.98	0.56	0.52	19.01	1.15	0.00	1.06	11.38	31.74	13.75	3.15	10.04	0.66	5.68	9.54
2	- 0.85 + 0.63	17.15	24.66	3.13	2.34	5.47	30.02	4.48	34.50	37.64	7.79	0.58	0.00	14.02	4.44	40.09	7.17	17.84	20.21	18.11	23.92	25.58	1.56	0.00	16.06
3	- 0.63 + 0.5	7.52	32.18	5.85	7.99	13.83	23.56	15.75	39.31	16.15	14.57	1.05	0.00	15.08	3.64	59.91	7.95	6.14	31.17	9.05	4.50	20.97	1.24	0.00	7.58
4	- 0.5 + 0.3	14.94	47.12	8.84	0.00	8.84	26.13	4.29	30.43	44.84	12.96	0.01	0.00	2.93	10.92	0.00	10.09	13.53	16.88	13.92	24.83	37.05	0.02	0.04	2.92
	- 1,0 + 0,3	47.12		5.17	2.13	7.30	29.94	8.07	38.01	32.29	10.38	0.47	0.08	11.47	20.15	100.00	26.26	48.88	100.00	54.83	56.41	93.63	3.47	5.73	36.10
5	- 0.3 + 0.15	13.56	60.68	14.34	0.00	14.34	41.23	0.00	41.23	37.21	2.45	0.02	0.00	4.76	16.08	0.00	14.85	19.37	0.00	17.12	18.70	6.36	0.05	0.00	4.31
6	- 0.15 +0.106	4.80	65.48	20.52	0.00	20.52	20.85	0.00	20.85	56.23	0.00	0.02	0.01	2.38	8.15	0.00	7.52	3.47	0.00	3.06	10.00	0.00	0.02	0.04	0.76
7	- 0.106 + 0.074	5.53	71.02	19.73	0.00	19.73	30.01	0.00	30.01	45.26	0.01	0.00	0.00	4.99	9.03	0.00	8.34	5.76	0.00	5.09	9.29	0.01	0.00	0.00	1.85
	- 0,3 + 0,074	23.89		16.83	0.00	16.83	34.54	0.00	34.54	42.89	1.39	0.02	0.00	4.33	33.26	0.00	30.72	28.59	0.00	25.26	37.99	6.37	0.07	0.04	6.92
8	- 0.074 + 0.045	6.23	77.25	21.00	0.00	21.00	24.00	0.00	24.00	6.00	0.00	15.00	3.00	31.00	10.82	0.00	10.00	5.18	0.00	4.58	1.39	0.00	14.62	27.44	12.90
9	-0.045	22.75	100.00	19.00	0.00	19.00	22.00	0.00	22.00	5.00	0.00	23.00	2.00	29.00	35.77	0.00	33.03	17.34	0.00	15.33	4.22	0.00	81.84	66.80	44.08
	- 0,074	28.98		19.43	0.00	19.43	22.43	0.00	22.43	5.21	0.00	21.28	2.21	29.43	46.59	0.00	43.02	22.53	0.00	19.90	5.60	0.00	96.46	94.23	56.99
	- 0.3	52.88		18.25	0.00	18.25	27.90	0.00	27.90	22.24	0.63	11.67	1.21	18.09	79.85	0.00	73.74	51.12	0.00	45.17	43.59	6.37	96.53	94.27	63.90
	- 1.0 + 0.5	32.18		3.46	3.11	6.58	31.71	9.82	41.53	26.47	9.19	0.69	0.12	15.43	9.22	100.00	16.17	35.36	83.12	40.91	31.57	56.58	3.45	5.68	33.18
	- 1.0 + 0.074	71.02		9.09	1.41	10.50	31.49	5.35	36.84	35.86	7.36	0.32	0.06	9.07	53.41	100.00	56.98	77.47	100.00	80.10	94.40	100.00	3.54	5.77	43.01
	TOTAL	100.00		12.09	1.00	13.09	28.86	3.80	32.66	26.98	5.23	6.39	0.68	14.97	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

# **LEYENDA:**

\* Fundamentalmente: Dióxido, Óxidos de hierro, etc.

Tabla III. Caracterización granulométrica y mineralógica por fracciones de la muestra de wollastonita del yacimiento Arimao Norte. Grado de Molienda bajo 0.5 mm.

No	Granulometría (mm)	% Peso	% Peso Acum.	CONTENIDOS (%)											DISTRIBUCIÓN (%)										
				WL	WE	WT	GL	GE	GT	Q	FD	CB	ARC	OT	WL	WE	WT	GL	GE	GT	Q	FD	CB	ARC	OT
1	- 0.5 + 0.3	11.09	11.09	7.39	0.00	7.39	5.05	3.59	8.64	21.56	29.46	3.18	0.00	29.77	6.04	0.00	6.04	2.49	100.00	4.18	10.39	55.24	3.85	0.00	13.56
	- 0.5 + 0,3	11.09	11.09	7.39	0.00	7.39	5.05	3.59	8.64	21.56	29.46	3.18	0.00	29.77	6.04	0.00	6.04	2.49	100.00	4.18	10.39	55.24	3.85	0.00	13.56
2	- 0.3 + 0.15	22.63	33.72	11.85	0.00	11.85	35.01	0.00	35.01	36.62	9.93	0.01	0.00	6.59	19.78	0.00	19.78	35.18	0.00	34.57	36.01	37.98	0.02	0.00	6.13
3	- 0.15 + 0.106	8.78	42.50	11.69	0.00	11.69	37.02	0.00	37.02	46.47	2.46	0.00	0.00	2.35	7.58	0.00	7.58	14.45	0.00	14.19	17.74	3.66	0.00	0.00	0.85
4	- 0.106 + 0.074	7.63	50.13	14.57	0.00	14.57	34.38	0.00	34.38	43.82	2.42	0.02	0.00	4.79	8.21	0.00	8.21	11.65	0.00	11.45	14.53	3.12	0.02	0.00	1.50
	- 0,3 + 0,074	39.04		12.34	0.00	12.34	35.34	0.00	35.34	40.24	6.78	0.01	0.00	5.28	35.56	0.00	35.56	61.28	0.00	60.22	68.28	44.76	0.04	0.00	8.47
5	- 0.074 + 0.045	11.27	61.40	12.00	0.00	12.00	21.00	0.00	21.00	23.00	0.00	13.00	3.00	28.00	9.98	0.00	9.98	10.51	0.00	10.33	11.26	0.00	16.00	30.46	12.96
6	- 0.045	38.60	100.00	17.00	0.00	17.00	15.00	0.00	15.00	6.00	0.00	19.00	2.00	41.00	48.42	0.00	48.42	25.72	0.00	25.27	10.06	0.00	80.11	69.54	65.00
	- 0,074	49.87		15.87	0.00	15.87	16.36	0.00	16.36	9.84	0.00	17.64	2.23	38.06	58.39	0.00	58.39	36.23	0.00	35.60	21.33	0.00	96.11	100.00	77.96
8	- 0.3	88.91		14.32	0.00	14.32	24.69	0.00	24.69	23.19	2.98	9.90	1.25	23.67	93.96	0.00	93.96	97.51	0.00	95.82	89.61	44.76	96.15	100.00	86.44
TOTAL		100.00		13.55	0.00	13.55	22.51	0.40	22.91	23.01	5.92	9.15	1.11	24.35	100.00	0.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

### LEYENDA:

ABREV.	ESPECIE	ABREV.	ESPECIE	ABREV.	ESPECIE	ABREV.	ESPECIE
WL	Wollastonita libre	GL	Granate libre	Q	Cuarzo	ARC	Arcillas
WE	Wollastonita entrecrecida	GE	Gran. entrecrecido	FD	Feldespatos	OT	Otros *
WT	Wollastonita Total	GT	Granate total	CB	Carbonato de Calcio		

\* Fundamentalmente: Diópsido, Óxidos de hierro, etc.

Tabla IV. Caracterización granulométrica y mineralógica por fracciones de la muestra de de Molienda bajo 0.3 mm.

wollastonita del yacimiento Arimao Norte. Grado

No	Granulometría (mm)	% Peso	% Peso Acum.	CONTENIDOS (%)											DISTRIBUCIÓN (%)										
				WL	WE	WT	GL	GE	GT	Q	FD	CB	ARC	OT	WL	WE	WT	GL	GE	GT	Q	FD	CB	ARC	OT
1	- 0.3 + 0.212	11.74	11.74	11.54	0.00	11.54	37.73	0.00	37.73	31.40	7.41	3.34	1.55	7.04	9.60	0.00	9.60	16.34	0.00	16.34	15.36	47.39	3.88	14.05	3.83
2	-0.212 + 0.15	14.15	25.88	12.74	0.00	12.74	34.75	0.00	34.75	41.59	3.27	0.01	0.00	7.64	12.77	0.00	12.77	18.14	0.00	18.14	24.52	25.24	0.02	0.03	5.01
3	- 0.15 +0.106	10.77	36.66	4.10	0.00	4.10	25.87	0.00	25.87	61.38	3.42	0.00	0.00	5.23	3.13	0.00	3.13	10.28	0.00	10.28	27.55	20.06	0.00	0.00	2.61
4	- 0.106 + 0.074	7.80	44.45	6.22	0.00	6.22	23.45	0.00	23.45	64.61	1.72	0.02	0.00	3.97	3.44	0.00	3.44	6.75	0.00	6.75	21.00	7.31	0.01	0.00	1.44
	- 0.3 + 0.074	44.45		9.19	0.00	9.19	31.40	0.00	31.40	47.73	4.13	0.89	0.41	6.25	28.94	0.00	28.94	51.51	0.00	51.51	88.43	100.00	3.92	14.08	12.89
5	- 0.074 + 0.045	12.22	56.67	20.00	0.00	20.00	26.00	0.00	26.00	5.00	0.00	12.00	2.00	35.00	17.32	0.00	17.32	11.72	0.00	11.72	2.55	0.00	14.53	18.90	19.83
6	- 0.045	43.33	100.00	17.50	0.00	17.50	23.00	0.00	23.00	5.00	0.00	19.00	2.00	33.50	53.74	0.00	53.74	36.77	0.00	36.77	9.03	0.00	81.56	67.02	67.29
	- 0.074	55.55		18.05	0.00	18.05	23.66	0.00	23.66	5.00	0.00	17.46	2.00	33.83	71.06	0.00	71.06	48.49	0.00	48.49	11.57	0.00	96.08	85.92	87.11
TOTAL		100.00		14.11	0.00	14.11	27.10	0.00	27.10	24.00	1.83	10.09	1.29	21.57	100.00	0.00	100.00	100.00	0.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

**LEYENDA:**

ABREV.	ESPECIE	ABREV.	ESPECIE	ABREV.	ESPECIE	ABREV.	ESPECIE
WL	Wollastonita libre	GL	Granate libre	Q	Cuarzo	ARC	Arcillas
WE	Wollastonita entrecrecida	GE	Gran. entrecrecido	FD	Feldespatos	OT	Otros *
WT	Wollastonita Total	GT	Granate total	CB	Carbonato de Calcio		

\* Fundamentalmente: Dióxido, Óxidos de hierro, etc.

## REMOCIÓN MICROBIANA DE METALES PESADOS

**María Elena Carballo Valdés<sup>1</sup>; Armando Martínez Sardinas<sup>1</sup>; Mario Cruz Arias<sup>1</sup>; Irina Salgado<sup>1</sup>; Marjory Pérez<sup>2</sup>; Iris Maldener<sup>3</sup>; Stefan Knaus<sup>3</sup>; Manuel Álvarez<sup>4</sup>; Odalys Collazo<sup>4</sup>**

*1 Facultad de Biología, Universidad de La Habana, calle 25 No. 455 entre J e I. Ciudad de la Habana. Cuba., 2 LABIOFAM, Cuba., 3 Universidad de Regensburg. Alemania., 4 Facultad de Química, Universidad de La Habana, calle Zapata s/n e/ G y Calixto Aguirre Ciudad de La Habana Cuba. E-mail: [mecarballo@fbio.uh.cu](mailto:mecarballo@fbio.uh.cu)*

### RESUMEN

La contaminación del agua y suelo por metales pesados constituye una significativa amenaza para el medio ambiente a nivel mundial. Estos elementos forman compuestos tóxicos, que son persistentes y acumulados en la cadena alimentaria, lo que indica la necesidad de buscar soluciones para la eliminación de los mismos a fin de proteger los ecosistemas.

En el trabajo se evaluaron las capacidades de remoción de cadmio y cinc presentes en soluciones acuosas en diferentes biomasas microbianas. Los resultados indicaron que la captura de los metales ocurrió por la mayoría de las cepas, y los mejores biosorbentes, para el cadmio resultó ser *Pseudomonas sp.* y para el cinc, *Saccharomyces cerevisiae* (Sc-10). La aplicación de diferentes tratamientos físicos y/o químicos a las biomasas seleccionadas presentaron un efecto negativo sobre el proceso de remoción de los iones metálicos. Experimentos con diferentes valores de pH (5.0, 6.0 y 7.0) en las soluciones microorganismos-metal mostraron que para *Pseudomonas sp.* el pH 6 favoreció la captura de cadmio y cinc y que *Saccharomyces cerevisiae* (Sc-10) presentó mayor captura de cadmio a pH 7 y de cinc a pH 6. Los niveles de captura de cadmio y cinc, a partir de una solución bimetálica, disminuyeron con respecto a las soluciones monometálicas.

Palabras claves: metales pesados, microorganismos, remoción.

### ABSTRACT

Water and soil contamination by heavy metals is a serious menace to the environment at world level. These elements form toxic compounds that are persistent and accumulated in the alimentary chain. It indicates the necessity to look for solutions in their elimination and the ecosystem protection.

In the present work was evaluated the removing capacity of cadmium and zinc present in solution by different microbial biomass. The results show metal remotion was done by the majority of studied microbial strains and the best biosorbentes were *Pseudomonas sp* for cadmium and for zinc *Saccharomyces cerevisiae* (Sc-10). Some different chemical and physical treatments were applied to the selected microbial biomass and gave a negative effect for the capture of the metallic ions.

Experiments at different pH values (0.5, 6.0 and 7.0) in the metal-microbial biomass solutions showed that pH 6.0 favoured Cd and Zn remotion by *Pseudomonas sp* and *Saccharomyces cerevisiae* (Sc-10) enhanced cadmium remotion at pH 7.0 and zinc at pH 6.0. The remotion levels of Cd and Zn mixture in a bimetalic solution diminish in respect to a monometallic solution.

Key words: heavy metals, microorganisms, remotion

### INTRODUCCIÓN

En la actualidad una solución que favorece el saneamiento ambiental lo constituye la eliminación o disminución a concentraciones permisibles, de metales pesados contaminantes de sistemas acuosos, mediante el empleo de tecnologías baratas, efectivas y ecológicas. Un método alternativo con estas



características lo ofrece la Biorremediación, tecnología basada en el empleo de materiales biológicos para sanear suelos y efluentes que contienen contaminantes orgánicos e inorgánicos (Kamaludeen y col., 2003). Estos procesos incluyen la Biosorción, referida al fenómeno por el cual los microorganismos son capaces de retener selectivamente los cationes que se encuentran en solución acuosa (Vieria-Regine y Volesky, 2000; Mustafiz y col., 2003).

La emisión de cadmio y cinc hacia el medio ambiente, proviene en su mayor parte de fuentes antropogénicas, por su utilización en diferentes procesos industriales. Estos metales son compuestos tóxicos y no biodegradables, con efectos negativos en la salud humana. Considerando su toxicidad y los niveles de reservas de los mismos, el cadmio constituye un contaminante de alto riesgo ambiental y el cinc se clasifica como un elemento de nivel medio (Volesky, 1999; Pérez-Rama y col., 2002). Debido a las aplicaciones y el uso extensivo de estos metales en diversos procesos industriales, sus niveles se han incrementado en diferentes ecosistemas como suelos habitados y aguas de consumo (Incharo y Kitjaham, 2002).

Los microorganismos propician una real y económica fuente de biomasa para la captura de metales, contribuyendo a la bio restauración del medio ambiente y en especial aportan soluciones para contrarrestar la contaminación de las aguas, recurso natural indispensable para la vida y que cada día esta más limitado.

Por todos estos antecedentes los objetivos del presente trabajo fueron evaluar la capacidad de remoción de cadmio y cinc en diferentes cepas de microorganismos (bacterias, levaduras y microalgas), seleccionar los más eficientes, así como determinar el efecto del estado de la biomasa, pH y mezcla de metales sobre la captura del cadmio y cinc por las especies microbianas seleccionadas.

## MATERIALES Y MÉTODOS

### Microorganismos

Se utilizaron 27 microorganismos, de los cuales 11 corresponden a bacterias (*Staphylococcus sp*, *Bacillus* (B-1, B-13, B-63 y B-66), *Micrococcus luteus*, *Escherichia coli*, *Pseudomonas sp*, *Serratia marcescens* y *Proteus mirabilis*), 8 cepas de levaduras (5 de *Saccharomyces cerevisiae*, 1 *Schizosaccharomyces sp* y 1 *Rhodotorula sp*) y 8 especies de microalgas (*Chaetoceros ceratosphorus*, *Chaetoceros muelleri*, *Talassiosira fluviatilis*, *Nanocloropsis gaditana*, *Tetraselmis suecica*, *Tetraselmis tetartele*, *Nanocloropsis oculata*, *Tetraselmis chui*).

### Medios de cultivos

Para la conservación, obtención del preinóculo y de la biomasa se emplearon los siguientes medios de cultivo: Caldo Nutriente 13 g.L<sup>-1</sup> (cepas de bacterias), Extracto de levadura 5 g.L<sup>-1</sup>, Glucosa 10 g.L<sup>-1</sup> (cepas de levadura) y el Medio de Guillard H/2 (Guillard, 1975), para las microalgas.

### Obtención de la biomasa (biosorbentes)

Los medios de cultivos correspondientes a cada grupo microbiano se distribuyeron en erlenmeyers de 500 mL con un volumen efectivo de 200 mL y se inocularon con un preinóculo al 10 % de cada una de las especies microbianas. Se incubaron las microalgas durante siete días bajo condiciones de constante iluminación de 5000 Lux a 25° C, el resto de los microorganismos estudiados se mantuvieron durante 24 horas a 28° C. En todos los casos se agitaron los cultivos en zaranda a 100



r.m<sup>-1</sup>. Posteriormente se realizó la colecta de las biomásas y el lavado de las mismas con agua bidestilada, por centrifugación a 3200 g durante 15 minutos.

### Remoción de los metales

Se emplearon soluciones a pH 6.0 de los metales Cd (NO<sub>3</sub>)<sub>2</sub> · 4H<sub>2</sub>O y ZnSO<sub>4</sub> a una concentración de 225 mg.L<sup>-1</sup> y 150 mg.L<sup>-1</sup> respectivamente. A 25 mL de solución de cada uno de los metales, en erlenmeyers de 100 mL, se le adicionó 0.05 g de biomasa y se colocaron en zaranda a 100 r.m<sup>-1</sup> y 28° C durante 24 horas. El pH de la suspensión biomasa-metal fue ajustado y controlado a un valor de 6.0 por adición de KOH 1M o HCL 1M. A las 24 horas de contacto, la biomasa fue separada de la solución de los metales residuales por centrifugación a 3 200 g durante 15 minutos, el sobrenadante se conservó a 4° C, para su posterior análisis. Estas condiciones se mantuvieron para el resto de los experimentos realizados.

### Curvas de isotermas de biosorción

Este estudio se realizó con *Pseudomonas sp.*, *Saccharomyces cerevisiae* (Sc-10) y *Chaetoceros ceratosphorus*, enfrentadas a soluciones de cadmio con las siguientes concentraciones iniciales en mg.L<sup>-1</sup> (70, 130, 200, 280 y 350). Al cinc se enfrentaron las cepas, *Pseudomonas sp.*, *Saccharomyces cerevisiae* (Sc-10) y *Tetraselmis suecica*, utilizando como concentraciones iniciales del metal de 30, 70, 100, 150 y 180 mg.L<sup>-1</sup>.

### Inactivación de la biomasa

Las especies microbianas *Pseudomonas sp* y *Saccharomyces cerevisiae* se sometieron a los siguientes tratamientos físicos y químicos: Autoclave: durante 20 minutos a 1 atmósfera, Formaldehído 15 % en ebullición por 15 minutos e Hidróxido de sodio 0.5 N en ebullición por 15 minutos. Cada uno de los tratamientos se aplicó a 100 mL de los cultivos crecidos, la biomasa fue colectada por centrifugación y lavada con agua bidestilada.

### Experimentos de biosorción con biomásas inactivadas

Las biomásas tratadas fueron pesadas ( 0.05 g ) y suspendidas en 25 mL de las soluciones de los metales a pH 6.0, con las siguientes concentraciones: (Cd (NO<sub>3</sub>)<sub>2</sub> + 4 H<sub>2</sub>O (C<sub>i</sub> =325 mg.L<sup>-1</sup>) y ZnSO<sub>4</sub> (C<sub>i</sub> =75 mg.L<sup>-1</sup>), a pH 6.0, se utilizó un control que correspondió a biomasa no tratada.

### Efecto del pH en la captura de los metales

Se emplearon tres variantes de valores de pH (5.0, 6.0, 7.0) durante los experimentos de biosorción de los metales con las cepas *Pseudomonas sp.* y *Saccharomyces cerevisiae* (biomásas no tratadas). En cada caso el pH fue controlado y ajustado por adición de KOH (1M) o HCL (1M) a diferentes intervalos de tiempo durante las 24 horas de contacto entre la biomasa y el metal.

### Enfrentamiento de las biomásas a una mezcla binaria de metales

Cada una de las cepas seleccionadas (*Pseudomonas sp.* y *Saccharomyces cerevisiae*) se enfrentaron a una solución que contenía los dos metales en estudio (Cd (NO<sub>3</sub>)<sub>2</sub> · 4H<sub>2</sub>O y ZnSO<sub>4</sub>) a una concentración de 100 mg.L<sup>-1</sup> de cada uno a pH 6.0.

### Análisis y cuantificación del metal capturado

Las muestras fueron analizadas por Espectrofotometría de Absorción Atómica (EAA, equipo Philips





9100) con llama de aire- acetileno. Para el cadmio la corriente de la lámpara fue de 8 mA y una  $\lambda = 228.8\text{nm}$  y para el zinc la corriente de lámpara fue de 10 mA y una  $\lambda = 230.9\text{ nm}$ . Los cálculos para determinar la cantidad del metal capturado (mg/g biomasa), según la ecuación:  $q = (C_i - C_f) \times V / m$ , (Volesky, 1999).

## Análisis estadísticos

Fueron realizados análisis de varianza de clasificación simple y bifactorial. Para comparar las medias fue utilizada la prueba de rangos múltiples de Duncan ( $p < 0.05$ ) (Sigarroat, 1985).

## RESULTADOS Y DISCUSIÓN

### Remoción de cadmio y cinc por bacterias

La capacidad de remoción de cadmio y cinc por bacterias Gram positivas y bacterias Gram negativas se muestran en la Figura 1. Los niveles de remoción de cada uno de los metales presentaron de acuerdo a los análisis estadísticos, diferencias significativas entre las cepas ensayadas.

Para ambos metales *Pseudomonas sp.* resultó ser el mejor biosorbente con diferencias significativa del resto de las cepas. Frente al cadmio alcanzó niveles de captura de 72.43 mg/g de biomasa y frente al cinc de 54.42 mg/g de biomasa.

El comportamiento en general de este grupo microbiano en la remoción de los metales estudiados puede deberse, según los estudios realizados por Gadd y White, 1993; Nurbas y col., 2002; Tan y Cheng, 2003; Sheng y col., 2004, a la composición de sus estructuras celulares. La pared celular de las bacterias Gram positivas consiste principalmente en peptidoglicano que contiene N-acetil murámico y N-acetil glucosamina, compuestos a los que están asociados grupos carboxilatos, ácidos teicoicos y teicurónico, polímeros de glicerofosfato, por lo que son ricos en grupos fosfatos. La carga negativa que transportan estos grupos permiten la reacción entre la superficie celular y los iones metálicos, favoreciéndose el proceso de captura de metales. Otros grupos que pueden estar presentes en esta estructura son: aminos, hidroxilos y sulfatos, que funcionan como sitios activos para el enlace de iones metálicos.

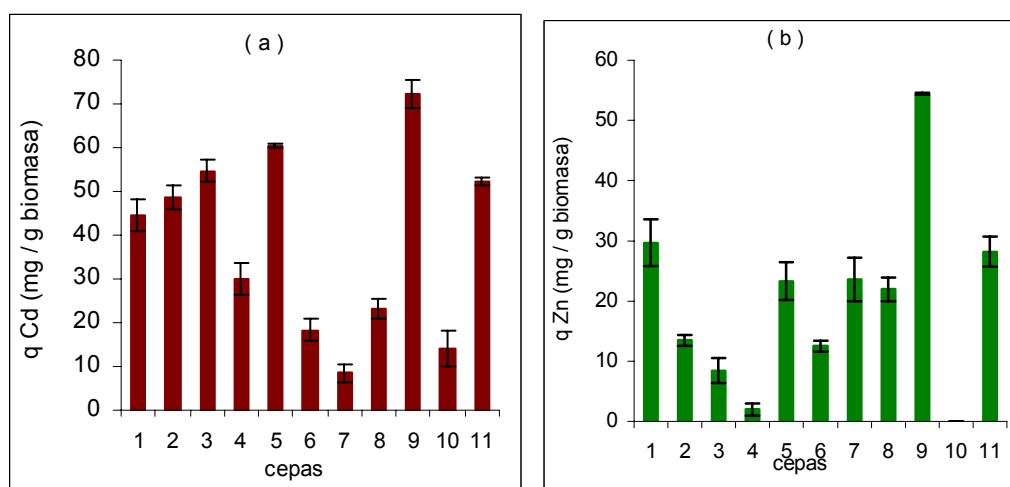


Figura 1.- Remoción de cadmio (a) y cinc (b) por cepas de bacteria a 28<sup>0</sup> C, pH 6.0 y 24 h contacto a 100 r.m<sup>-1</sup>.

de

Leyenda: cepas

1- <i>Staphylococcus</i> sp.	5- <i>Bacillus</i> sp (B-66)	9- <i>Pseudomonas</i> sp
2- <i>Bacillus</i> sp (B-1)	6- <i>Bacillus</i> sp (B-13)	10- <i>Serratia marcescens</i>
3- <i>Bacillus</i> sp (B-63)	7- <i>Micrococcus luteus</i>	11- <i>Proteus mirabilis</i>
4- <i>Bacillus megaterium</i>	8- <i>Escherichia coli</i>	

En las bacterias Gram negativas la capa LPS o membrana externa, compuesta por lipopolisacáridos, fosfolípidos y proteínas proporciona abundantes grupos funcionales para enlazar metales (Ginisty y col., 1998; Lie y col., 1998).

La presencia en determinadas bacterias de cápsula, capas mucosas, así como la capacidad de biosintetizar polímeros y liberarlos al medio circundante, les permite una adecuada interacción con los iones metálicos que posibilita la precipitación extracelular de los metales y la formación de complejos entre los mismos y productos del metabolismo microbiano; ejemplo de ello son los reportes de Velea y col., 1995; Hernández, 1999 para diferentes especies de *Pseudomonas* que producen Pseudozan y Levano.

### Remoción de cadmio y cinc por levaduras

La respuesta de las levaduras estudiadas frente a los metales se refleja en la Figura 2, con diferencias significativas entre las cepas. A diferencia de las bacterias (Figura 1), muestra mayor afinidad por el cinc que por el cadmio. Los análisis estadísticos mostraron que los mejores resultados tanto para cadmio como para el cinc se obtuvieron con *Saccharomyces cerevisiae* (Sc-10).

La capacidad que tienen las células eucariota de secuestrar metales pesados, según Gadd y Ghute 1993, es debido a los diferentes ligandos que ofrecen los polisacáridos que contienen en la pared celular, estructura microfibrilar y multilaminar constituida por más de un 90% de manano y  $\beta$ -glucano. La pared celular actúa como una resina abierta de intercambio iónico, insertando metales en los grupos fosfatos y carboxilatos de dicha estructura, ocurriendo así la acumulación extracelular de los metales (Decker, 1986).

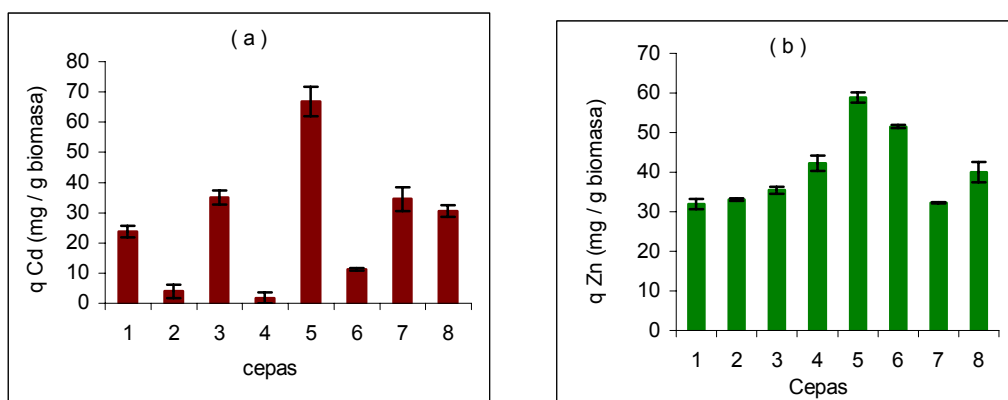


Figura 2.- Remoción de cadmio (a) y cinc (b) por cepas de levadura a 28<sup>0</sup> C, pH 6.0 y 24 h de contacto a 100 r.m<sup>-1</sup>.

Leyenda: cepas

- |  |  |
|--|--|
| 1- <i>Saccharomyces cerevisiae</i> (Sc-3)  | 2- <i>Saccharomyces cerevisiae</i> (Sc-5)  |
| 3- <i>Saccharomyces cerevisiae</i> (Sc-7)  | 4- <i>Saccharomyces cerevisiae</i> (Sc-8)  |
| 5- <i>Saccharomyces cerevisiae</i> (Sc-10) | 6- <i>Saccharomyces cerevisiae</i> (Sc-13) |
| 7- <i>Schizosaccharomyces</i> sp           | 8- <i>Rhodotorula</i> sp                   |

Otro mecanismo bien sustentado en las células de levaduras ha sido la bioacumulación de los metales, ya que pueden ser depositados en vacuolas de polifosfatos como resultado de un sistema de transporte antiporte  $\text{Cd}^{+2}/\text{Ca}^{+2}$ , gobernado por una fuerza motriz de protones generada por la membrana de las vacuolas (Anraku y col., 1991) o enlazados a metalotioninas, proteínas o polipéptidos intracelulares, abundantes en residuos de cisteínas (Hall, 2002).

### Remoción de cadmio y cinc por microalgas

La Figura 3 muestra la capacidad de 8 especies de microalgas de capturar cadmio y cinc, se observa que la efectividad de la remoción de los metales varía de acuerdo a la especie microbiana, así como al metal. Los análisis estadísticos indicaron que para el cadmio, Figura 3 (a), la microalga diatomea *Chaetoceros ceratosphorus* resultó la de mayor nivel de captura con diferencias significativa del resto de las cepas; mientras que para el cinc *Tetraselmis suecica* alcanzó los más altos valores de captura del metal y difiere significativamente de las demás cepas.

Los mecanismos de captura de metales por estos microorganismos han sido estudiados por diferentes investigadores, según lo planteado por Sheng y col., 2004 las microalgas acumulan intracelularmente determinados metales que les son esenciales en su metabolismo por un transporte biológicamente activo. Otros metales no esenciales y que les resultan tóxicos a las células, pueden ser secuestrados por precipitación o adsorción a la superficie de la pared celular a través del enlace de los mismos a varios grupos químicos funcionales, los que convierten a esta estructura celular en una extensiva cadena de heterogéneos sitios diferentes en sus afinidades, fuerzas y mecanismos para el enlace extracelular de los iones metálicos (Sheng y col., 2004).

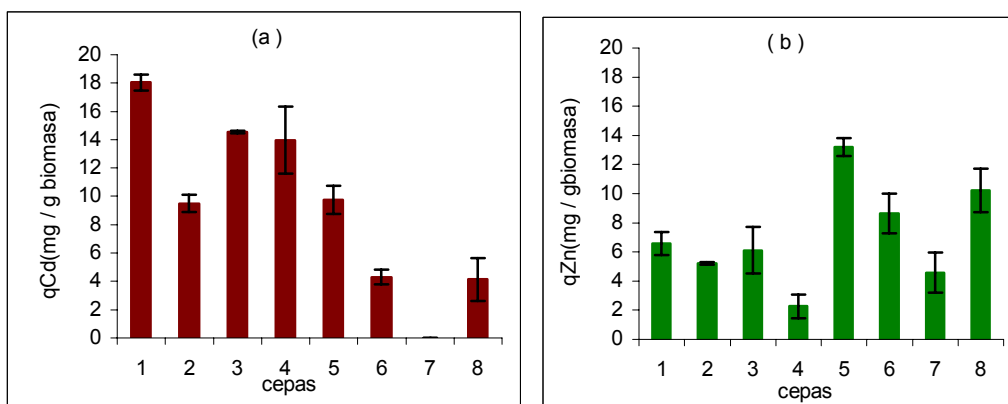


Figura 3.- Remoción de cadmio (a) y cinc (b) por cepas de microalgas a 28<sup>0</sup> C, pH 6.0 y 24 h de contacto a 100 r.m<sup>-1</sup>.

Leyenda: cepas

- |  |                                  |
|--|----------------------------------|
| 1- <i>Chaetoceros ceratosphorus</i> (diatomea) | 5- <i>Tetraselmis suecica</i>    |
| 2- <i>Chaetoceros muelleri</i> (diatomea)      | 6- <i>Tetraselmis tetrathele</i> |
| 3- <i>Talassiosira fluviatilis</i> (diatomea)  | 7- <i>Nanocloropsis oculata</i>  |
| 4- <i>Nanodoropsis gaditana</i>                | 8- <i>Tetraselmis chui</i>       |

Especies de microalgas, entre las que se destacan las diatomeas, pueden sintetizar proteínas intracelulares con alta capacidad de unir metales, como son la fitoquelatinas. Estas proteínas están involucradas en los mecanismos de detoxificación celular por sus capacidades de formar complejos estables con metales (Knauer y col., 1998; Morelli y Scarano, 2001; Wei y col., 2003).

### Isotermas de biosorción de cadmio y cinc por diferentes especies microbianas

La captura de cadmio y cinc como una función de la concentración de estos metales en equilibrio entre la fase acuosa y sólida, por las especies más efectivas de cada uno de los grupos microbianos estudiados, se muestran en la Figura 4. Cada una de las curvas de isoterma es el resultado de la afinidad de las partículas de la biomasa por el cadmio y el cinc. El comportamiento de las curvas muestran que la remoción de cada uno de los metales se incrementa con el aumento de la concentración inicial de los mismos en la solución, mientras que los sitios de enlace no llegan a saturarse.

Estos resultados indican que las biomasas más eficientes en la captura de los metales son *Pseudomonas sp* para el cadmio y la levadura *Saccharomyces cerevisiae* (Sc-10) para el cinc y que todas las especies microbianas estudiadas alcanzaron la saturación de los sitios de enlace por los dos metales.

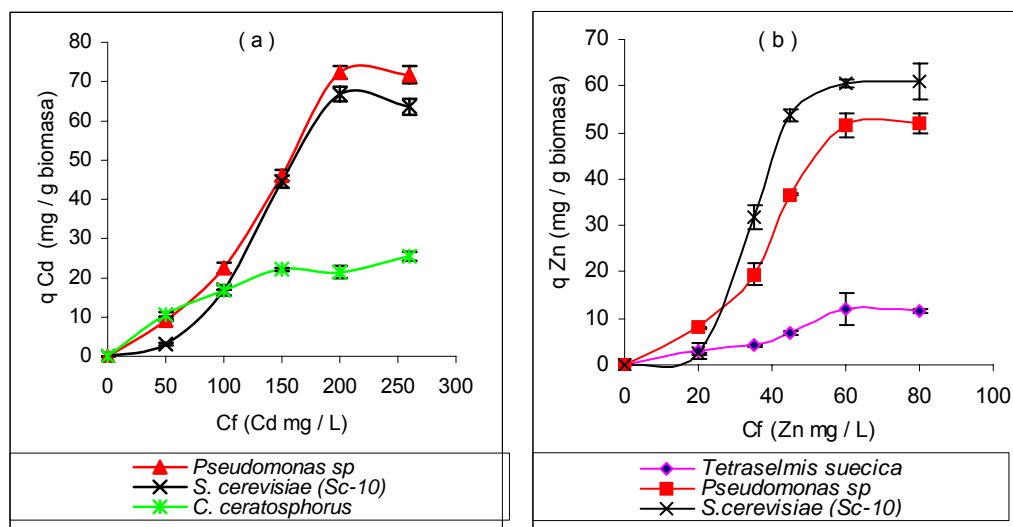


Figura 4.- Isotermas de biosorción de cadmio (a) y cinc (b) por biomasa de las cepas seleccionadas del tamizaje a 28 °C, pH 6.0 y 24 h de contacto a 100 r.m<sup>-1</sup>. Cf- concentración residual del metal

## Efecto del estado de la biomasa sobre la captura de cadmio y cinc

La captura de cadmio y cinc por la biomasa de *Pseudomonas sp* y *Saccharomyces cerevisiae* inactivada, a partir de los tratamientos (autoclave, formaldehído e hidróxido de sodio, combinados estos últimos con ebullición durante 15 minutos) se indican en la Figura 5.

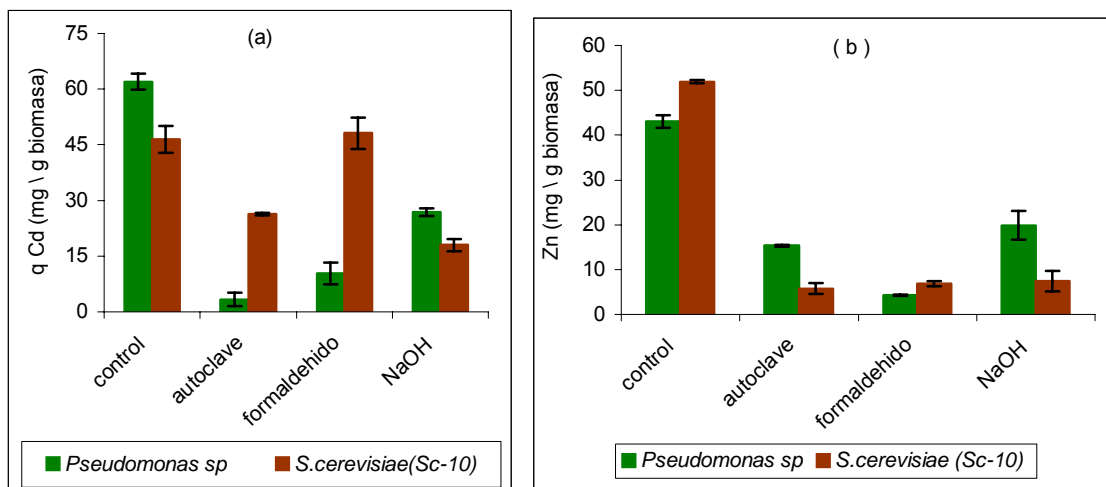


Figura 5.- Efecto de los tratamientos a *Pseudomonas sp.* y *Saccharomyces cerevisiae* sobre la biosorción de cadmio (a) y cinc (b), a 28 °C, pH 6.0, 24 h de contacto a 100 r.m<sup>-1</sup>.

Los análisis estadísticos mostraron diferencias significativas entre los tratamientos para los dos metales en cada una de las cepas estudiadas, las biomazas sin tratamientos (biomasa activa) alcanzaron los mayores niveles de metal enlazado, con excepción de la captura de Cd<sup>2+</sup> por la levadura tratada con formaldehído, Figura 5 (a), valores que no muestran diferencias significativas con el control.

La acción de los tratamientos depende de factores tales como el propio microorganismo y el tipo de ión metálico que se está estudiando, considerando que entre las recientes y nuevas estrategias para incrementar el proceso de biosorción se encuentra la utilización de tratamientos químicos, físicos o combinación de estos a los biosorbentes, dado por la capacidad que pueden tener los mismos de eliminar impurezas en la superficie celular propiciando una mayor disponibilidad de los grupos funcionales y por tanto favorecer la unión de los metales a los sitios activos (Kapoor y Viraraghavan, 1995, 1998; Sudha y Abraharm, 2002).

El efecto negativo de los tratamientos a las biomazas sobre la captura de los metales, puede ser causado por la afectación a componentes de la pared celular producto del entrecruzamiento que causan algunas sustancias con grupos funcionales de la pared celular. Este efecto puede provocar inhibición de la interacción efectiva entre los iones metálicos y los sitios de enlaces específicos, por bloqueo de los mismos. Entre otras afectaciones de estas sustancias a las células están la reducción significativa en el área superficial de la biomasa, hidrólisis de proteínas, ruptura de cadenas de polímeros además de impedir la estabilidad operacional de la biomasa (Kapoor y Viraraghavan en 1997; Sudha y Abraham, 2002).

## Efecto del pH sobre la captura de cadmio y cinc por *Pseudomonas sp.* y *Saccharomyces cerevisiae*



La Figura 6 refleja la captura de cadmio y cinc en solución a diferentes valores de pH (5.0, 6.0 y 7.0), para *Pseudomonas sp* el pH 6.0 favorece la mayor captura de cadmio (72.29 mg/g de biomasa) y de cinc (58.15 mg/g de biomasa). *Saccharomyces cerevisiae* presentó la mayor captura de cadmio a pH 7.0 y con el cinc alcanza los más altos niveles de remoción a pH 6.0.

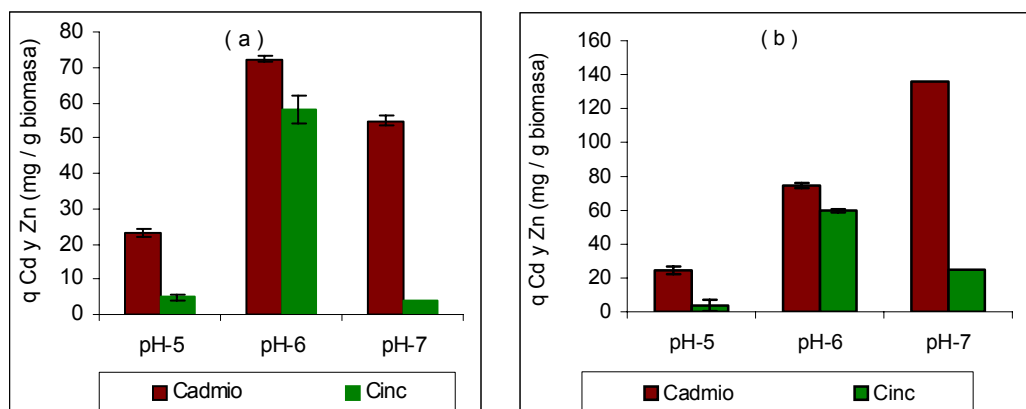


Figura 6.-Efecto del pH en la remoción de cadmio y cinc por *Pseudomonas sp.* (a) y *Saccharomyces cerevisiae* (Sc-10) (b) a 28°C, 24 h de contacto a 100 r.m<sup>-1</sup>.

La remoción alcanzada a los pH 6.0 y 7.0 pueden deberse a una disminución del grado de protonación de los grupos activos y la disponibilidad de una mayor carga negativa en la superficie de las partículas de biomasa. Esta carga en los grupos fosfatos, aminos, carboxilos e hidroxilos intensifica la fuerza electrostática que puede estar involucrada en el proceso de captura de los metales, bien para que ocurra la acumulación extracelular o como un mecanismo pasivo, previo a la acumulación intracelular (Kretschmer y col., 2004).

El pH 5.0 resulta el menos apropiado para el proceso, en estas condiciones en la biomasa microbiana pueden predominar más los grupos aminos cargados positivamente, que no interactúan con los cationes. Resultados similares han sido informados por Tobin en 1994, al estudiar la captura de uranio, plata y cobre por *Rhizopus arrhizus*, los que resultaron bajos a pH 4.0. Por otro lado a pH ácidos, el sistema de transporte de estos metales, al interior de la célula, puede ser afectado e influir negativamente en la bioacumulación, posible mecanismo presente en estas especies microbianas para la captura de metales.

### Efecto de la presencia de los metales (cadmio y cinc), en solución, sobre la captura de los mismos

Los resultados de la captura de cadmio y cinc por *Pseudomonas sp.* y *Saccharomyces cerevisiae*, a partir de una solución sintética bimetálica, se indican en la Figura 7. La eficiencia de captura de ambos metales disminuyó en cada una de las cepas estudiadas, al comparar con los niveles de remoción alcanzados en las soluciones monometálicas (Figura 5, valores obtenidos con los controles).



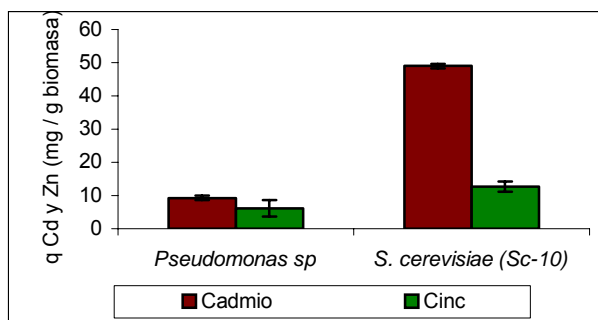


Figura 7.- Biosorción de cadmio y cinc a partir de una mezcla sintética por *Pseudomonas sp.* y *Saccharomyces cerevisiae* (Sc-10) a 28°C, 24 h de contacto y 100 r.m<sup>-1</sup>.

Estos resultados evidencian que la competencia iónica es un factor que influye en la captura de los metales, siendo en este caso el efecto negativo, resultados que coinciden con los obtenidos por Chong y Volesky 1995 en los estudios realizados sobre la captura de Cd, Cu, Zn por el alga *Anabaena nodoriso*, donde la presencia de cada ión redujo el enlace de cada uno de los otros iones.

La competencia interiónica depende tanto del microorganismo así como de los propios metales. Ha sido informado que la captura de torio por *Rhizopus arrhizus* no fue afectada por la presencia de otros iones (tales como hierro (II) y cinc) en solución. En contraste, la presencia de estos iones afectó la captura de uranio por la biomasa de esta especie fúngica (Tsezo y Volesky, 1982). Posteriormente se comprobó que la sorción de uranio por especies de bacterias, hongos y levaduras no es influenciada por la presencia de magnesio, cobalto, cobre, cadmio, mercurio y plomo en solución, mientras que estos metales inhibieron completamente la biosorción de cobalto (Sakaguashi y col., 1991).

En presencia de la mezcla de metales, los microorganismos en estudio muestran más afinidad por el cadmio que por el cinc. Estos resultados pueden estar dado por el radio iónico de los metales, en el cadmio es de 0.97 Å<sup>0</sup> mientras que el del cinc es menor (0.74 Å<sup>0</sup>) y la fuerza de enlace de los metales, aumenta linealmente con el radio iónico que presente el metal (Tobin y col., 1984)

Según Volesky en 1999, el tipo de enlace que establezcan cada uno de los metales influye en la afinidad, el Zn se enlaza más débilmente y es fuertemente afectado por otros iones, presenta enlace de tipo iónico, mientras que el cadmio se caracteriza por formar enlaces con un carácter más covalente, permitiéndole una mayor estabilidad con los ligandos (Collins y Stozky, 1992).

## CONCLUSIONES

Las especies microbianas estudiadas mostraron capacidad para secuestrar cadmio y cinc presentes en soluciones acuosas.

Las cepas *Pseudomonas sp.* y *Saccharomyces cerevisiae* (Sc-10) resultaron en las cepas mas eficientes para la captura de cadmio y cinc, respectivamente.

Las biomasas sin tratamiento (biomasa activa) de *Pseudomonas sp.* y *Saccharomyces cerevisiae* (Sc-10) alcanzaron mayores niveles de metal enlazado que las biomasas tratadas.

El efecto del pH en la captura del metal por los microorganismos dependió en gran medida de las características propias del microorganismo. A pH 6.0 se alcanzó la mayor captura de cadmio y cinc por *Pseudomonas sp.* y con *Saccharomyces cerevisiae* (Sc-10) el pH 7.0 resultó el mejor para la captura de cadmio y para el cinc el pH 6.

La competencia interiónica es un factor que influye en la captura de los metales en soluciones acuosas. Los niveles de captura de los metales en estudio por *Pseudomonas sp.* y *Saccharomyces*



*cerevisiae* (Sc-10), a partir de una solución sintética bimetálica, disminuyeron con respecto a las soluciones monometálicas.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Anraku, J.; Kutsal, T.; Duncan, J. R. 1991. Bioaccumulation of Metal in yeast biomass. *Environmental Biotechnology* 42: 150-155.
- Chong, K. H. and Volesky, B. 1995. Evaluation of the Cd, Cu and Zn Biosorption in two metal systems using an algal biosorbent *Biotechnology Progress* 11 (1): 39-44.
- Collins, Y.E. and Stotoky 1992. Heavy metals alter the Electrokinetic properties of bacteria, yeasts and clay. *Mineral Envir. Microbiology* pp 1592-1600.
- Decker R. 1986. *Biotechnology / Material. The growing interface Metallurgical transaction* 17.
- Gadd G. y White C. 1993. Microbial treatment of metal pollution: a working biotechnology. *Trend. Biotechnol*, (11): 353 – 359.
- Ginisty, P.; Besnainou, B.; Sahut, C. and Guezennec, J. 1998. Biosorption of cobalt by *Pseudomonas halodinitrificans* influence of cell wall treatment by alkali and alkali-exchange mechanism. *Biotechnology letters*. Vol. 20 (11): 1035-1039.
- Guillard R. 1975. Culture of phytoplankton for feeding marine invertebrates. Woods Oceanographic Institution, Massachusetts: 60.
- Hall, J. L. 2002. Cellular mechanisms for heavy metal detoxification and tolerance. *J. Exp. Bot.* 53, 1 –11.
- Hernández L. 1999. Levaduras de *Acetobacter diazotrophicus*: Identificación y caracterizaciones bioquímicas y genéticas. Tesis en opción al grado científico de doctor en ciencias biológicas. Centro de Ingeniería Genética y Biotecnología, División de plantas. Cuba.
- Incharo A., Kitjahn P. 2002. Zinc Biosorption from Aqueous Solution by a Halotolerant Cyanobacterium *Aphanathece halophytica*.
- Kamaludeen S., Arunkumar K-R., Avudainayagam S. y Ramasamy K. 2003. Bioremediation of chromium contaminated environments. *Indian Journal of Experimental Biology*. (41): 972-985.
- Kapoor, A. and Viraraghavan, T. 1995. Fungal biosorption an alternative treatment option for heavy metal bearing waste waters: a review. *Bioresouce Technology* 53. Pp 195-206.
- Kapoor, A. and Viraraghavan, T. 1997. Biosorption of heavy metals on *Aspergillus niger*: effect of Pre-treatment *Bioresouce Technology*: 63. 109-113.
- Kapoor, A. and Viraraghavan, T. 1998. Removal of heavy metals from aqueous solutions using immobilized fungal biomass in continuous mode. *Wat. Res.* 32: 1968-1977.
- Knauer K., Ahner B., Xue H. y Sigg L. 1998. Metal and phytochelatin content in phytoplankton from freshwater lakes with different metal concentrations. *Environmental Toxicology and Chemistry*, (17): 2444 – 2452.
- Kretschmer, X. C; Meltzer; J. L. Gardea-Torresdey and R. Webb. 2004. Determination of Cu environments in the Cyanobacterium *Anabaena flos-aquae* by X-ray absorption spectroscopy. *Applied-and- Environmental-Microbiology*. 70 (29): 771-780.
- Lie, O.W.; Hu, N.M. Daggett, M.A.F.; Chu, W.A.; Bittel, D.; Johnson, J.A. and Andrews, G.K. 1998 participation of upstream stimulatory factor in cadmium-induction of the mouse metallothionein: I gene nucleic acid.
- Morellis E. y Scarano G. 2001. Synthesis and stability of phytochelatins by cadmium and lead in the marine diatoms. *Mar. Environ. Res.*, (52): 383-395.
- Mustafiz S., Rahaman M., Kelly D., Tango M. y Islam M. 2003. The application of fish scales in removing heavy metals from energy-produced waste streams: The role of microbes. *Energy Sources*, (25): 905-916.
- Nurbas M., Kilicarslan S., Ilhan S. y Ozdag H. 2002. Biosorption of  $\text{Cr}^{6+}$ ,  $\text{Pb}^{2+}$ , and  $\text{Cr}^{2+}$  ions in industrial water on *Bacillus* sp. *Chemical Engineering Journal*, (85): 351-355.
- Pérez – Rama M., Alonso J., López C. y Vaamonde E. 2002. Cadmium removal by living cells of marine microalgae *Tetraselmis suecica*. *Bioserver Technol.*, (84): 265 – 270.
- Sakaguchi, T. and T. Tsuji; A. Nakajima. 1991. Accumulation of heavy metals such as uranium and thorium by microorganisms. R. W. Swarth and M. Misra (editors). *Mineral Bioprocessing. The minerals, Metals and Materials Society*.
- Sheng P., Ting Y., Chen J. y Hong L. 2004. Sorption of lead, copper cadmium, zinc and nickel by marine algae biomass. Characterization of biosorptive capacity and investigation of mechanisms. *J. Colloid. Interface Sci.*, (275): 131 – 141.
- Sigarroa A. 1985. Manual de Prácticas de Biometría y Diseño Experimental. Editorial Pueblo y Educación. La Habana: 154.



- Sudhan R. y T. Abrahan E. 2002. Studies on enhancement of Cr (IV) biosorption by chemically modified biomass of *Rhizopus nigricans*. Water Research, (36): 1224 – 1236.
- Tan T. y Cheng P. 2003. Biosorption of metal ions with *Penicillium chrysogenum*. Appl. Biochem. Biotechnol. (104): 114 – 128.
- Tobin, J.M. 1994. Selective recovery of gold and metals ion from an alga biomass. Environ. Sci. Technol. 20. pp 206-208.
- Tobin, J.M.; Cooper D. G.; Neufeld R.J. 1984. Uptake of metal ions by *Rhizopus arrhizus* biomass. App. Envir. Microbial 47: 821-824.
- Tsezos, M. And B. Volesky. 1982. The mechanism of uranium biosorption by *Rhizopus arrhizus*. Biotechnol. Bioeng. 24: 955-969.
- Velea I., Voicu A. y Lazar I. 1995. Biosorption of metallic ions from industrial effluents using fungal strains and bacterial exopolysaccharides. In: C.A Jeres; T. Vargas; H. Toledo and J.V Wiertz (Editors); Biohydrometallurgical Processing. University of Chile.
- Vieira R. y Volesky B. 2000. Biosorption. A solution to pollution? International Microbiology, (3): 17 – 24.
- Volesky B. 1999. Biosorption for the next century. El Escorial, Spain, June 20- 23.
- Wei L., Fones J. y Ahnae B. 2003. Interaction between Cd, Cu and particulate Phytochelatin concentrations in marine phytoplankton. Environmental. Biotechnology, (10): 89-91.



# ARTESANÍA A PARTIR DE ROCAS ORNAMENTALES Y TOBAS PIROCLÁSTICAS PARA POSIBLE USO COMERCIAL.

**Reyna Iris Arpajón Breff <sup>(1)</sup>**

<sup>(1)</sup> Departamento de Geología. Instituto Superior Minero Metalúrgico de Moa. S/N Las Coloradas Moa. Holguín. Cuba. C.P. 83329, E-mail: [rapajon@ismm.edu.cu](mailto:rapajon@ismm.edu.cu)

## RESUMEN

El objetivo fundamental de este trabajo es mostrar una colección de artesanías a partir de rocas ornamentales y tobas piroclásticas de localidad de Moa para su posible uso comercial, a su vez se muestra la metodología para obtener los objetos artesanales.

Las piezas son confeccionadas en taller teniendo en cuenta que aparecen en cantidades considerables valoradas en millones de toneladas, con perspectivas de explotación, además estos materiales cumplen con las exigencias para la preparación de este tipo de artesanías, por lo que estas piezas pueden ser utilizadas con fines comerciales. Previamente se escogen las variedades de rocas a utilizar, tal es el caso de Ópalo, Jaspe, Amatista, Serpentinita, Dunita, Caliza marmolizada, Cuarzo, y Toba Piroclástica, esta última puede ser usada también como polvo limpiador y con perspectivas para utilizarse en la construcción con fines ornamentales. La conformación de la pieza se realiza primeramente con un disco de corte y luego se trabaja manualmente poniendo en cada una de ellas la creatividad y habilidades manuales del escultor. En este trabajo se exponen artesanías variadas entre las cuales se encuentran, souvenir, esculturas, piezas talladas símbolos de nuestra cultura aborígen y piedras semipreciosas pulidas. El valor de cada pieza está dado por su diseño artístico, la fineza de su tallado, sus tonalidades y brillo natural, aspectos que le confieren el valor comercial utilizadas por diferentes entidades dedicadas al turismo.

## ABSTRACT

The main objective of this work is to show a artisan collection made of ornamental and industrial pyroclastic rocks from Moa locality for its possible commercial usage. It is also shown the methodology to obtain these artisan objects.

The pieces are made in the making sample workshop of ISMM. Taking into account that the raw material can be found in considerable quantities evaluated in million of tons, with the possibility of being exploited (since it fulfils the necessary requirements for the obtainment of this type of artisan work), the artisan pieces can be used with commercial purposes. Firstly the mineral and rocks varieties to use are chosen: opal, jasper, amethyst, serpentinite, dunite, crystalline limestone, quartz and pyroclastic tufas. The latest type of material is of recent incorporation for these purposes. The pieces shapes are firstly with a cut disk and then they are handle putting on each one the operations creativity and manual habilities. In this work, it is exposed a variety of artisan work among which we can find, souvenir samples, sculptures, cut pieces representing Cuban indigenous culture and polished semiprecious stones. The value of each piece depends on its design, the fineness of its cutting, natural brightness, colour. These aspects confer the pieces additional values that make them available to be commercialised by different touring entities.

## INTRODUCCIÓN

El trabajo con las piedras ornamentales se ha desarrollado a lo largo de muchos siglos. Utilizando algunas herramientas y con solo pulirlas nos propician belleza y atractivo. Así surgió el arte lapidario cuyo ejercicio ha perdurado. A pesar de que siempre ha existido un interés latente, el arte de tallar las piedras ha constituido durante mucho tiempo un secreto transmitido solo de padres a hijos. Sin



embargo en 1930, surge como una afición en los estados Unidos, a tal punto que se propaga aceleradamente.

Hoy día existen miles de individuos en el mundo que realizan este trabajo, ya no con herramientas burdas, como a principios de siglo, sino con máquinas modernas y métodos especiales, que en sus hábiles manos, rocas de apariencias ordinarias se convierten en piezas de extraordinario valor y belleza.

La materia prima se obtiene generalmente del subsuelo en forma de fragmentos que extrae el aficionado mismo de un yacimiento. Generalmente estos tienen una superficie tosca que se convierten en objetos de hermosos diseños una vez que han sido tallados y pulidos.

En el taller del ISM, trabajamos con piedras semipreciosas, y ornamentales de la zona de Moa y Sagua de Tánamo, utilizando equipamiento propio de estas labores que se describen en el desarrollo del trabajo.

Entre las variedades de roca que se han trabajado en nuestro centro se pueden mencionar el Jaspe, ópalos de diferentes coloraciones, calcedonia (de coloración violeta que es muy escasa en Cuba y de gran demanda), además de dunitas y serpentinitas especialmente pardo rojizas y tobas vitroclásticas, que además se están haciendo estudios para su uso en la construcción, polvo para pulir y limpiezas.

Las características de pulido, brillo y otras propiedades de estos materiales que trabajamos, hacen que tengan una buena aceptación en la comercialización de las mismas.

## **MATERIALES Y MÉTODOS**

Para la realización del tallado de las rocas y piedras semipreciosas se escoge la muestra, según las características del objeto que se desea obtener. La materia prima se encuentra en estado natural.

El equipamiento fundamental empleado está constituido por una máquina de corte, dotada con un disco de diamante; una máquina pulidora y una niola para brillo, se necesitan accesorios como lija, limas de distintas granulometrías, además de tambores giratorios y polvos abrasivos para obtener el pulido deseado, entre otros.

El proceso se realiza en un intervalo de tiempo que está en dependencia del grado de dureza de las rocas y la complejidad del objeto a obtener. No obstante es un proceso relativamente rápido y altamente productivo si el personal que ejecuta el trabajo está debidamente preparado.

La máquina de corte se utiliza para la primera fase de conformación de la figura que finalmente llega a su estructura más real con la utilización de limas de acero de diferentes tipos y cinceles. El lijado manual garantiza un pulido previo que con ayuda de la máquina limadora dotada de una mesa giratoria de alta velocidad, logra el pulido completo, en esta etapa del proceso se utilizan líquidos y pastas de pulimentación tales como: el dicromato de potasio, óxidos de hierro y pasta de níquel.

Las piezas de pequeñas dimensiones destinadas a artículos de lujo, como collares, prendedores, pulso, sortijas, etc.; se elaboran primeramente mediante corte con ayuda del disco de diamante, y posteriormente son sometidos a un pulido mecanizado dentro de un tambor giratorio, donde se aplican polvos abrasivos que actúan en la superficie de la muestra durante un tiempo determinado. Durante el desarrollo del trabajo se tienen en cuenta las normas de seguridad industrial para garantizar la salud del trabajador.

## RESULTADOS Y DISCUSIÓN

Desde el comienzo de los trabajos en el taller en 1994, se han elaborado varios objetos, los cuales comenzaron a despertar el interés de los visitantes cubanos y extranjeros que han frecuentado nuestra Facultad y el Instituto Superior Minero Metalúrgico de Moa.

Actualmente luego de alcanzar un alto grado de perfección desde el punto de vista técnico y artístico, ha existido una demanda mayor, lo que posibilita hacer cálculos económicos que demuestren que en efecto, se puede continuar trabajando en esta línea que a todos nos motiva. Por esta razón, se ha presentado una amplia variedad de muestras de figuras artísticas en pequeñas dimensiones de diferentes formas, sobretodo en piezas de joyerías muy atractivas elaboradas con una alta calidad y dedicación a partir de piedras semipreciosas de la región. Para propiciar el contacto directo con los clientes se ha elaborado un muestrario en vitrinas móviles, donde se exhiben las diferentes piezas patronas para valorar la calidad de las mismas.

Independientemente de que la idea original del presente trabajo ha existido en algunas empresas del país, consideramos que la divulgación de la metodología coherente que hemos desarrollado, sirva como base de intercambio de conocimientos entre el personal que labora en diferentes talleres artesanales, teniendo en cuenta que la materia prima que utilizamos es abundante y variada.

Por concepto de ventas de estas piezas se ha logrado ingresar \$ 2 200.00 USD. Además de otras piezas designadas para regalos (souvenir) a personalidades nacionales y extranjeras que han visitado al ISMM. Otras piezas se han destinado a exposiciones y mercancías en consignación.

El análisis técnico económico realizado demuestra que el costo de producción es inferior al precio del producto final, ya que este último está dado en moneda libremente convertible y el mismo oscila entre 0.35 centavos, hasta los 10 dólares, en dependencia de la pieza; mientras que el costo de producción está dado fundamentalmente en moneda nacional, con valores desde 0.17 hasta 1.48 pesos y un componente en divisas, que en el mayor de los casos no sobrepasa los 0.24 USD. Todo esto ha implicado que se declare el taller como unidad económicamente rentable.

Un aspecto que no debe dejar de señalarse por lo interesante que resulta, es el atractivo que tienen estas gemas en muchos países, debido a su relación con determinadas creencias que le asocian poderes, de modo que pequeñas piedras pulidas son portadas como talismanes de diversos tipos. A las piedras preciosas y semipreciosas, según la mitología antigua se les atribuía poderes y propiedades medicinales que estaban en correspondencia con el horóscopo y signos zodiacales de las personas, algunos de estos los reflejamos en la tabla I:

Tabla I. Significado de algunas gemas según la mitología antigua.

GEMA	SÍMBOLO
ÁGATA	Es la piedra de la ciencia, la esperanza y la sabiduría.
CALCEDONIA	Es símbolo de poder y justicia. Capaz de prevenir la embriaguez.
ÓPALO	Es la gema de la buena y la mala suerte. Simboliza la esperanza.
JASPE	Es el talismán para el amor. Se le atribuyen poderes sobrenaturales.
CUARZO	Es símbolo de sensibilidad. Da suerte en los negocios.





## CONCLUSIONES

1. Se presenta una metodología para la elaboración de estos objetos. Además, en el taller se han innovado varios equipos, lo cual nos ha facilitado realizar nuevos objetos con mayor calidad en el montaje de los mismos, que anteriormente no era posible.
2. se ha logrado confeccionar una serie de objetos de forma artesanal, donde las principales figuras que se presentan son productos de materiales como Ópalo, Ágata, Calcedonia, Jaspe, Cuarzo, así como serpentinitas de variadas coloraciones, cuyo uso fundamental está dado como objetos decorativos y artículos de lujo de gran aceptación por empresas destinadas al turismo.
3. La presente línea de trabajo es una vía importante para la captación de divisas en el centro, considerada de gran perspectiva para explotar de esta forma los recursos naturales con que contamos y cuyas reservas han sido calculadas en el orden de cientos y miles de toneladas, lo que garantiza la continuidad del trabajo e ingresos en divisas para varios años.
4. La metodología propuesta se considera la más racional y efectiva para el tratamiento de los objetos ornamentales a partir de rocas naturales y la misma debe ser generalizada en todos los talleres de las empresas que se dediquen a estos menesteres.
5. Con la obtención de las piezas, a través de esta metodología, se logran buenos indicadores de terminación y con costos de producción mínimos, lo que facilita la comercialización y venta de las mismas.

## BIBLIOGRAFÍA

- Anuario Mineral Brasileño. 1996.
- Castellanos, I. 1994. Las rocas ornamentales del área de Miraflores. Trabajo de Diploma de la Facultad de Geología. Moa. Instituto Superior Minero Metalúrgico. 78 h.
- Coutin, C.D., 1997. Rocas decorativas de Cuba. Tesis de Doctorado. Moa, Instituto Superior Minero Metalúrgico. 90 p.
- Olvera, R.L., 1992. El Onix Mexicano en Zacatecas. Memorias del Encuentro Hispano - Mexicano sobre Geología y Minería. 598 p.
- Yacimiento de Rocas decorativas. Clasificación. Norma Ramal. 1989.

## UNA ESTRATEGIA AMBIENTALMENTE COMPATIBLE PARA LA REACTIVACIÓN DE PLANTAS DE BENEFICIO DE MINERALES NO METÁLICOS A PEQUEÑA ESCALA

**Dra. Ing. María Julia Carrillo Alfonso<sup>1</sup>; Dr. Ing. Luís Gómez, Rodríguez<sup>1</sup>; Dr. Lic. Rafael Quintana Puchol<sup>2</sup>.**

(1) Facultad de Química y Farmacia. UCLV. Carretera a Camajuaní km 51/2. Santa Clara. Villa Clara. Cuba. CP 54830. Teléfono: 53-42-281164. Fax: (53-42) 281608. E-mail: majuc@qf.uclv.edu.cu; lugo@qf.uclv.edu.cu.

(2) Centro de Investigación de Soldadura. UCLV. Carretera a Camajuaní km 51/2. Santa Clara. Villa Clara. Cuba. CP 54830. E-mail: rquin@fim.uclv.edu.cu.

### RESUMEN.

En el presente trabajo se desarrolla una estrategia para la reactivación de plantas de pequeña capacidad que concentran minerales no metálicos con producciones limpias, dada en un conjunto de procedimientos metodológicos aplicados a un estudio de factibilidad técnica y económica de una planta beneficiadora de feldespato, con la recuperación de la mica moscovita, mediante la aplicación de métodos científicos, que fundamentan y viabilizan el análisis de alternativas tecnológicas en la evaluación y proyección de plantas de concentración de minerales no metálicos con pequeñas producciones discontinuas; considerando de forma integrada la concepción tecnológica, la proyección industrial y la evaluación económica, teniendo en cuenta la incertidumbre en la sensibilidad de la rentabilidad, relacionada con la disponibilidad, operación y variaciones en los precios de venta y costos de producción.

Los resultados muestran que:

- Es factible sustituir importaciones de concentrados de feldespato y mica moscovita en la industria nacional, con procesos más limpios y rentables, a partir de menas cubanas, con precios justos en el mercado interno y con saldos económicos muy favorables.
- Dada la simplicidad de su tecnología y el empleo de los almacenamientos intermedios, se puede dar un uso racional a los equipamientos con capacidades excedentes, situación común en estos procesos, disminuyéndose el consumo de materiales y energía e incrementándose la fiabilidad de la misma, favoreciéndose así su rentabilidad.

### ABSTRACT

In the present work a strategy for the reactivation of plants of small capacity that concentrate minerals nonmetallic with clean productions is developed, given in a set of methodological procedures applied to a technical and economic feasibility study of a plant feldspar beneficiary, with the recovery of the muscovite mica, by means of the application of scientific methods, that base and feasibility the analysis of technological alternatives in the evaluation and projection of plants of mineral concentration nonmetallic with small discontinuous productions; considering of integrated form the technological conception, the industrial projection, the economic evaluation y the uncertainty in the sensitivity of the profit, related to the availability, operation and variations in the sale prices and production costs.

The results show:

- Is feasible to replace imports of concentrated of that: feldspar and muscovite mica in the national industry, with cleaner and profitable processes, from Cuban minerals, with right prices in the internal market with very favorable economic balances.
- Given to the simplicity of its technology and the use of the intermediate storage, a rational use to the equipment with excessive capacities can be given, situation common in these processes, diminishing itself the consumption of materials and energy and being increased the reliability of the same one, favoring thus its profit.

## INTRODUCCIÓN.

Considerando:

- Que para la reactivación de la economía cubana se ha planteado el “potenciar al máximo y con rapidez las posibilidades acumuladas en lo relativo a la ciencia y a la técnica, para que se fortalezca la sustitución de importaciones y el ahorro de materiales y portadores energéticos”.
- Que entre los minerales que se importan se encuentran el feldespato potásico y la mica moscovita.
- Que existe una planta beneficiadora en Sancti Spíritus que presentaba problemas en su rentabilidad.
- Lo propuesto por Mitrofanov (1982), Rázumov (1986) y Chilako (1996), en cuanto a que las operaciones básicas necesarias en las plantas de beneficio son comunes, lo que facilita la generalización y aplicación de los resultados reportados en la literatura.
- Que, no obstante la aplicación del Análisis Complejo de Procesos al desarrollo y perfeccionamiento de la industria química, con sus ventajas económicas, no se reportan significativas aplicaciones a la industria de beneficio de minerales.

Es que en presente trabajo se propone desarrollar una estrategia para la reactivación de plantas de pequeña capacidad que concentran minerales no metálicos con producciones limpias, aplicándose la misma en un estudio de factibilidad técnica y económica de una planta beneficiadora de feldespato, con la recuperación de la mica moscovita, mediante la aplicación de métodos científicos, que fundamenten y viabilicen el análisis de alternativas tecnológicas en la evaluación y proyección de plantas de concentración de minerales no metálicos con pequeñas producciones discontinuas; considerando de forma integrada la concepción tecnológica, la proyección industrial y la evaluación económica que tenga en cuenta la incertidumbre en la sensibilidad de la rentabilidad, relacionada con la disponibilidad, operación y variaciones en los precios de venta y costos de producción.

## METODOLOGÍA Y MÉTODOS.

Para dar cumplimiento al objetivo planteado se adopta la estrategia de desarrollar un conjunto de procedimientos metodológicos que viabilicen el análisis de alternativas tecnológicas para la reactivación de plantas de concentración de minerales con producciones limpias, teniendo en cuenta lo argumentado por Peters (2003), Ulrich (1986), Carrillo (2000), Benítez (1997) y Horben (1998) con relación al factor de capacidad, a los precios de los productos, a la rentabilidad del proceso relacionada con los costos de operación y con una adecuada política de precios, y a lo referido por Vega (1989) sobre el análisis de sensibilidad de la rentabilidad.

Los procedimientos metodológicos que se desarrollan son:

- Metodología heurística para el análisis de factibilidad técnica y económica en fábricas de concentración de minerales no metálicos de pequeñas producciones, considerando la incertidumbre (ver figura 1). Como se observa, esta metodología posibilita el análisis de plantas de beneficio instaladas y el desarrollo de nuevas tecnologías e integra, considerando los requerimientos ecológicos, la etapa de laboratorio, la etapa de proyección industrial de la mejor alternativa en rendimiento y calidad, con el análisis de fiabilidad que posibilita la obtención del esquema tecnológico

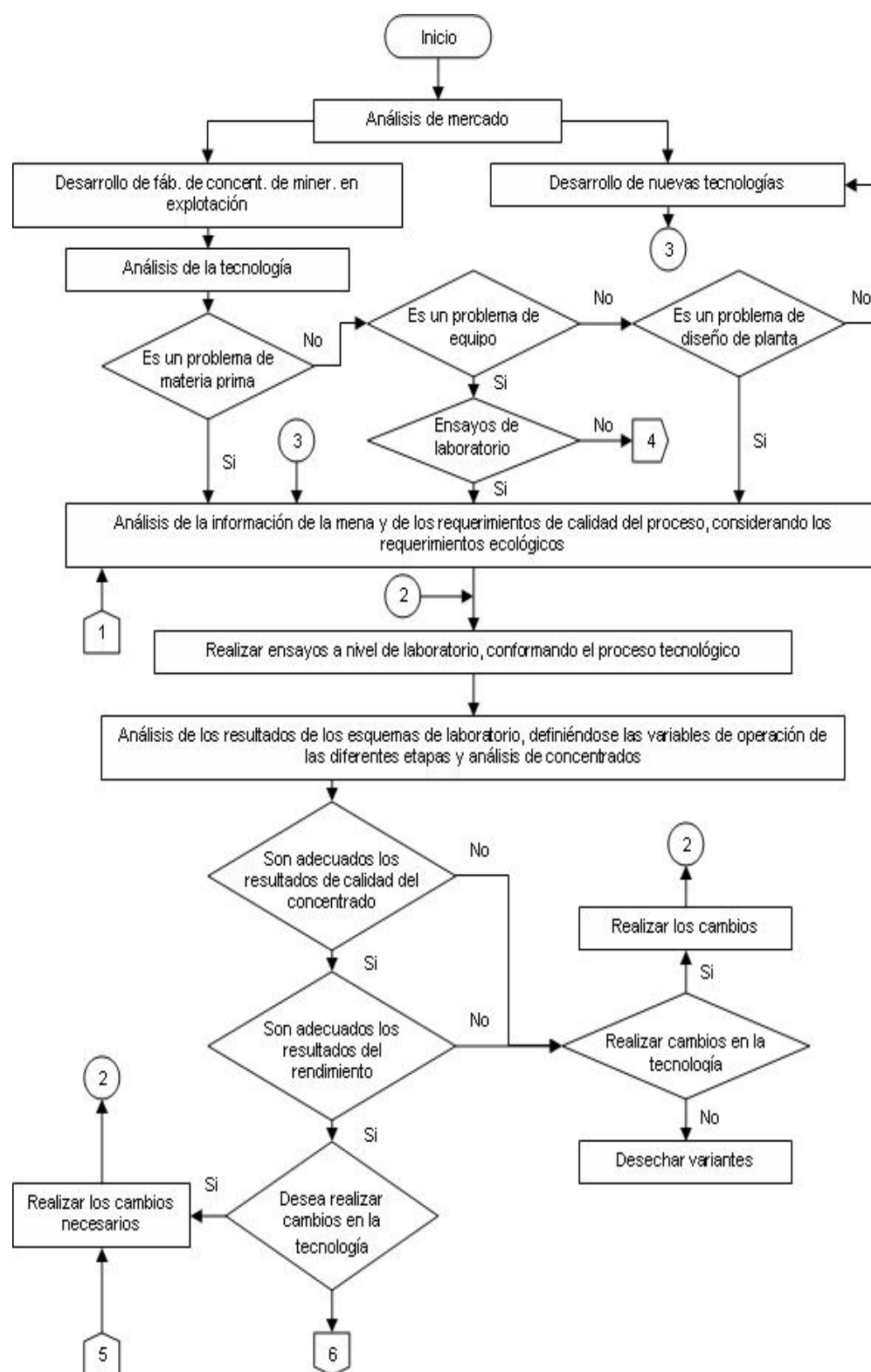
óptimo y con la evaluación económica considerando la sensibilidad de la rentabilidad con los costos de producción y precios del producto.

- Metodología para la evaluación económica de proyectos de inversión, considerando la fiabilidad de los procesos y su sensibilidad (ver figura 2). En esta metodología se muestra el procedimiento para realizar el análisis de fiabilidad, el análisis económico mediante métodos dinámicos y el análisis de sensibilidad con la definición de los proyectos adecuados, cuyos costos y precios sean competitivos en el mercado.
- Procedimiento metodológico para realizar el análisis de sensibilidad.

Considerando lo anterior y lo propuesto por Carrillo (2000), Peters (2003), Vega (1989), Ulrich (1986), se seguirá la siguiente metodología para realizar los análisis de sensibilidad con dos variables:

1. Calcular el costo de la inversión fija y el costo de producción.
2. Obtener el precio de venta y el costo de producción de referencia, para lo que se debe
  - ❖ Determinar el comportamiento del VAN y la TIR en un entorno de variación representativo del por ciento de ganancia y sus correspondientes precios de venta, de niveles de producción y de costo de producción. Para el establecimiento del por ciento de ganancia y del precio de venta, deben tenerse en cuenta las condiciones de mercado y los criterios del organismo de producción al respecto. Trazar las gráficas de variación del VAN y los precios de venta, con diferentes capacidades de la planta, para cada por ciento de ganancia.
  - ❖ De acuerdo a los resultados anteriores, seleccionar los precios de venta más lógicos y trazar los gráficos de costo de producción e ingresos y ganancias, obteniéndose el punto de equilibrio. De estas gráficas se seleccionan los precios de las que ofrezcan mejores posibilidades para la rentabilidad del proceso.
  - ❖ Calcular los indicadores económicos para los precios de venta seleccionados, las capacidades de producción más probables y definir los precios de venta y costos de producción de referencia.
3. Determinar la dependencia del VAN y la TIR como una función del precio de venta y el costo de producción trazándose las gráficas del VAN y la TIR contra la variación porcentual de los costos de producción y los precios de venta del producto, con relación a sus respectivos valores de referencia del inciso anterior y de ellas determinar los valores límites (inferior y superior) de los costos de producción y los precios del producto, entre los cuales deben fluctuar estos, para que sea rentable el proceso.
4. Considerando lo planteado en el inciso anterior, definir la estrategia a seguir con los costos, precios e inversiones.

Esta metodología facilita la aplicación práctica del análisis de sensibilidad e incluye, de forma novedosa, el uso de las gráficas del punto de rentabilidad, lo que viabiliza la determinación de los costos de producción y precios de referencia y este conjunto de metodologías puede aplicarse en su totalidad o individualmente.



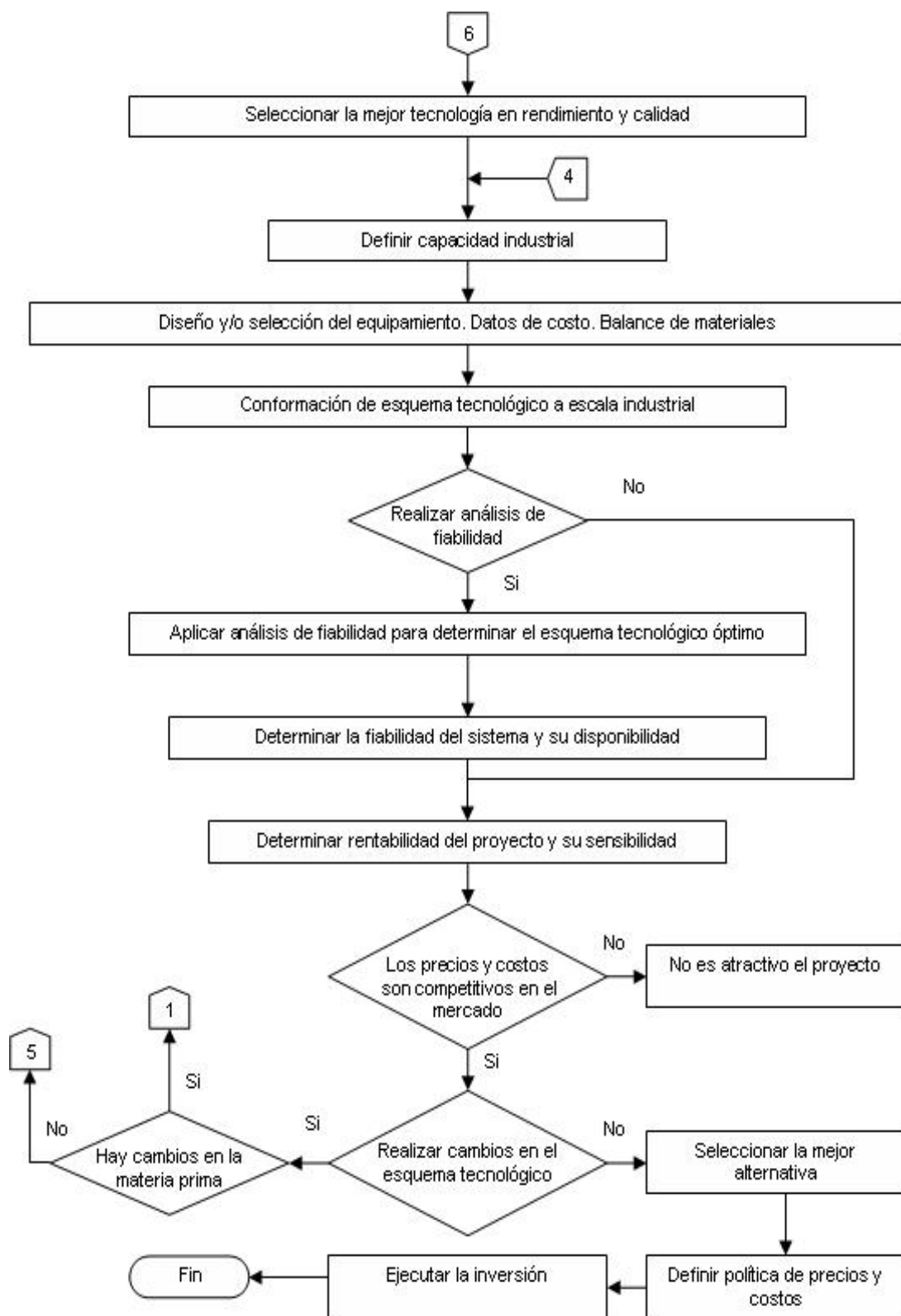
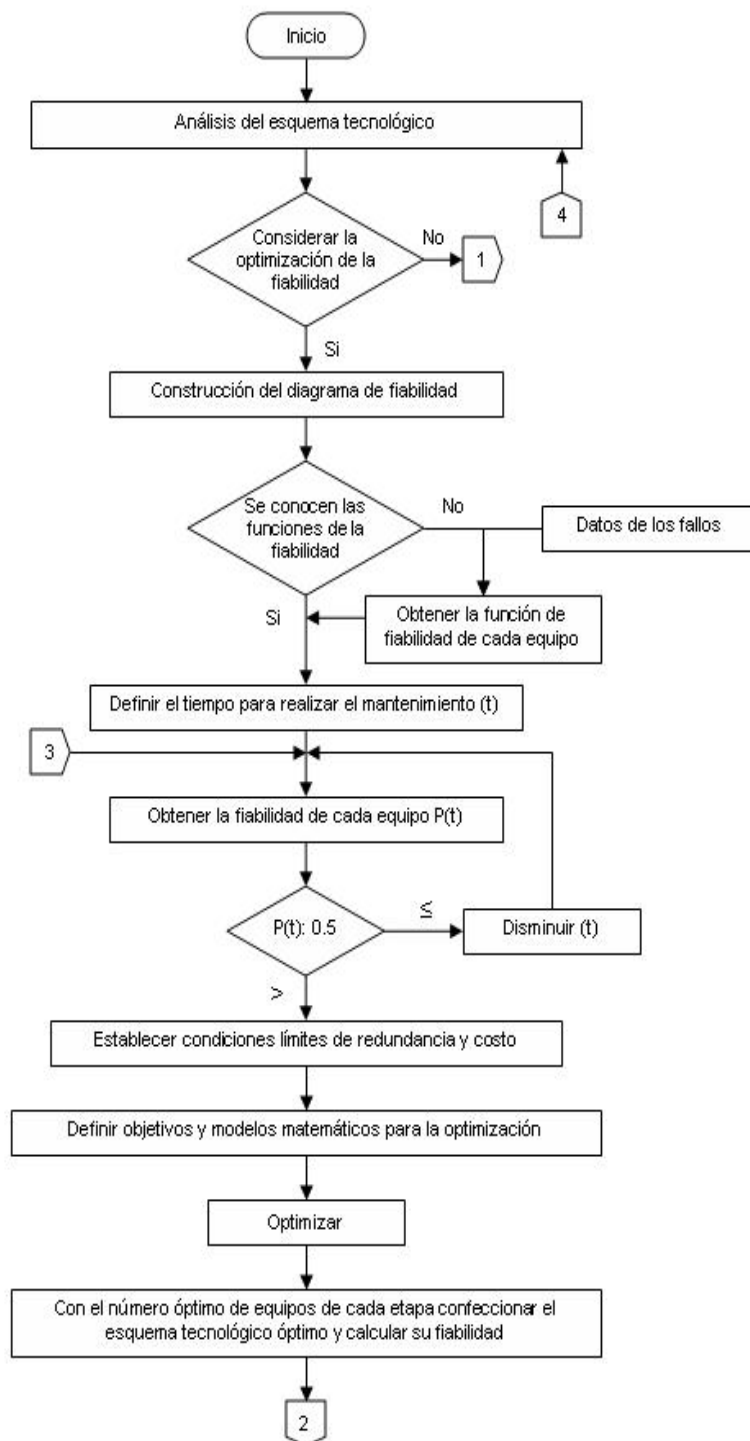
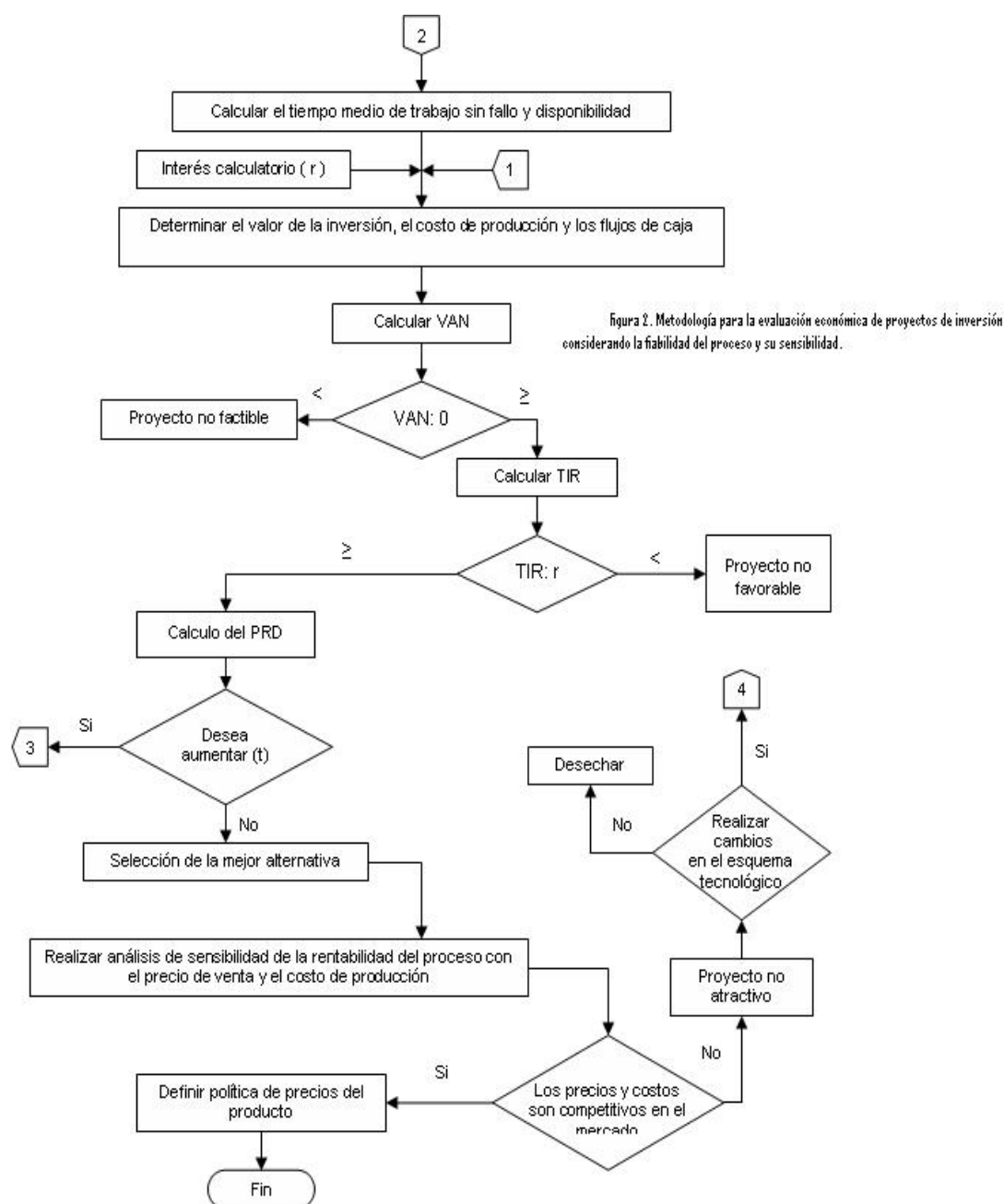


Figura 1. Metodología heurística para el análisis de factibilidad técnica y económica en fábricas de concentración de minerales no metálicos de pequeñas producciones, considerando la incertidumbre.







## RESULTADOS Y SU ANÁLISIS

Las metodologías desarrolladas fueron aplicadas a la Planta de beneficio de feldespato de Sancti Spíritus en las condiciones actuales y a las variantes tecnológicas propuestas para el beneficio de las colas del proceso que son vertidas al medio ambiente, obteniéndose los siguientes resultados:

- **Análisis de la situación de la planta actual (Capacidad máxima de 5 000 t/año).**

### ➤ Análisis de la tecnología

Se detectaron deficiencias en la calidad del producto referidas a su granulometría (material retenido mayor que el 5% del tamiz 200 y a su contenido de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  (hasta valores del 0,8 %), debido a problemas de concepción tecnológica y de equipo (molino de martillo).

Al efectuarse el cambio del molino de martillo por el de bola se lograron obtener los índices de calidad, en granulometría y en contenido de hierro, exigidos para el proceso.

### ➤ **Análisis de Fiabilidad**

Se realizó el Análisis de Fiabilidad, determinándose las funciones de distribución del tiempo de trabajo sin fallos de los equipos y su fiabilidad, el diagrama de fiabilidad de la instalación, considerando almacenamientos intermedios y las funciones de fiabilidad que los representan; procediéndose a optimizar su fiabilidad para diferentes ganancias.

Los resultados obtenidos del Análisis de Fiabilidad anterior son los siguientes:

- ❖ Sin almacenamientos intermedios la fiabilidad del sistema es  $PT = 1,37 \%$ , con un almacenamiento intermedio la fiabilidad del sistema es  $PT = 50 \%$  y su disponibilidad es  $D = 85 \%$  y con dos almacenamientos intermedios la fiabilidad del sistema es  $P = 62 \%$ , con una disponibilidad mayor al 90%.
- ❖ Se programó el mantenimiento por diagnóstico.
- ❖ Se comprobó que el número de equipos óptimo coincide con la cota mínima y con el número de equipos actuales de la planta.

### ➤ **Análisis Económico**

Se realizó el Análisis Económico para diferentes por cientos de ganancia y precios del concentrado, determinándose los índices de rentabilidad por métodos dinámicos, obteniéndose:

- ❖ Para la producción máxima posible de 5 000 t/a de concentrado, el proceso es irrentable con el precio de venta actual de 79,55 \$/t, correspondiente al 10% de ganancia pre-fijado (VAN negativo y TIR de 10 %).
- ❖ Si se considera el 20 % de ganancia: para obtener 5 000 t/a de concentrado, el precio será de 86.61 \$/t, con un flujo de caja neto de 87 094.4 \$/año un  $\text{VAN} = \$166\,417.22$  y  $\text{TIR} = 17 \%$ . Como puede verse el precio es razonable tanto por la calidad del feldespató, como por las condiciones del mercado. El punto de equilibrio ocurre a 2 500 t/a.

### ➤ **Análisis de Sensibilidad**

De acuerdo a los resultados anteriores, se desarrolla el Análisis de Sensibilidad siguiendo la metodología correspondiente, obteniéndose la figura 3.

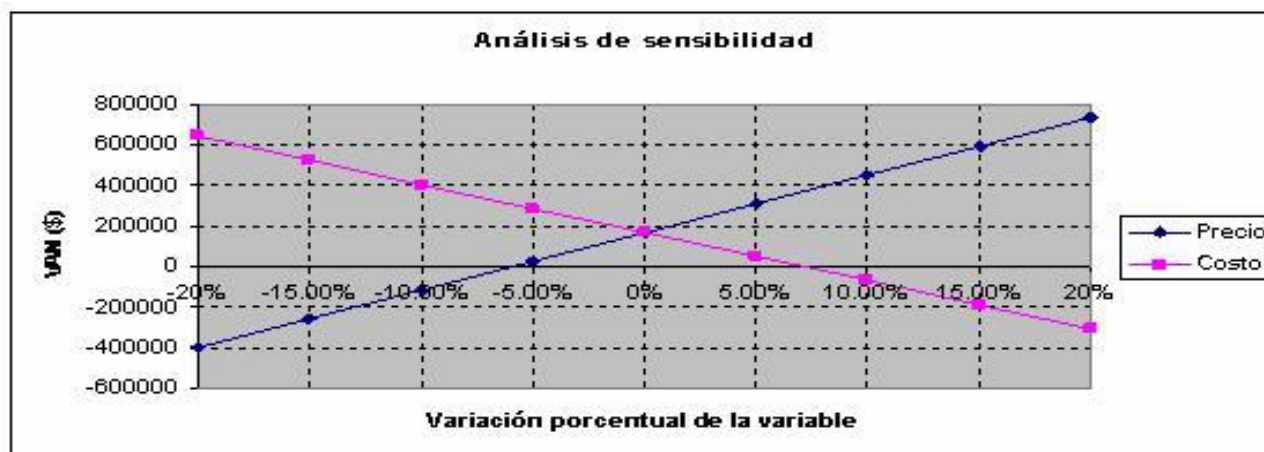


Figura 3. Análisis de sensibilidad para la producción de 5000 t/a, con un precio de referencia de 86.61\$/t y costo de producción de referencia de 72.18 \$/t, en el beneficio de feldespato.

De ella se obtiene que para la producción de 5 000 t/a de feldespato, el proceso no es rentable para precios menores que 81.41\$/t y costos de producción mayores que 77.23 \$/t. Se propone un precio de venta de 86.61\$/t, el cual ahorraría al país \$899 850 (USD) al año, por sustitución de importaciones.

- **Análisis de las propuestas de las alternativas tecnológicas para el beneficio de las colas procedentes del secadero y de la etapa de concentración del feldespato.**

- **Beneficio de la cola del secadero.**

De forma similar a lo anteriormente analizado, se procedió a aplicar el conjunto metodológico desarrollado al análisis de alternativas tecnológicas para el beneficio de la cola procedente del secadero. Se experimentaron a escala de laboratorio las variantes 1, 2, 3 y 4 con beneficio por vía seca, empleando la separación electromagnética y la variante 5 por vía húmeda empleando la separación electromagnética. Posteriormente se realizaron la proyección industrial y la evaluación económica de las variantes 3, 4 y 5, que son las técnicamente factibles; comprobándose que son económicamente rentables, siendo mejor la variante 5.

El concentrado de mica moscovita obtenido en esta variante 5 puede emplearse en la formulación de materiales para soldar. Además, de procederse a su implementación, se dejarían de verter al medio ambiente 179.2 t/año de cola.

- **Beneficio de la cola de la etapa de concentración.**

Esta cola se somete a dos procesos de beneficio a escala de laboratorio, empleándose el cribado y la separación electromagnética en un caso, y la filtración y la separación electromagnética en el otro, comprobándose que las dos alternativas son técnicamente factibles y que los concentrados obtenidos en cada proceso pueden ser usados en la formulación de materiales para soldar. Se realiza la proyección a escala industrial y la evaluación económica de ambas variantes demostrándose que la que emplea la filtración no es rentable, mientras que utilizando el cribado y la

separación electromagnética se obtienen adecuados indicadores de rentabilidad. Mediante la aplicación de esta última variante se dejan de verter 691.8 t/año de cola al medio ambiente.

En todos los casos los precios del concentrado y los costos de producción son competitivos en el mercado internacional.

## CONCLUSIONES

De la aplicación de esta estrategia se puede concluir que:

1. Con las plantas de concentración de minerales para pequeñas producciones discontinuas:

➤ Es factible sustituir importaciones de concentrados de feldespato y mica moscovita en la industria nacional, con procesos más limpios y rentables, a partir de menas cubanas, con precios justos en el mercado interno y con saldos económicos muy favorables.

➤ Dada la simplicidad de su tecnología y el empleo de los almacenamientos intermedios, se puede dar un uso racional a los equipamientos con capacidades excedentes, situación común en estos procesos, disminuyéndose el consumo de materiales y energía e incrementándose la fiabilidad de la misma, favoreciéndose así su rentabilidad.

2. La aplicación novedosa del análisis de fiabilidad en la evaluación y proyección de plantas de concentración de minerales no metálicos, disminuye la incertidumbre en la disponibilidad de sus equipos y en la operación de sus instalaciones, facilitando adecuadas políticas de mantenimiento fabril y fundamentando que con producciones a pequeña escala, al propiciar estas los procesos discontinuos mediante almacenamientos intermedios que incrementan la fiabilidad del proceso, su disponibilidad y disminuyen los consumos energéticos, se coadyuva a su rentabilidad.

3. Es conveniente y novedosa la aplicación del análisis de sensibilidad y los métodos dinámicos de cálculo económico, en la definición de la estrategia de costos y precios de los concentrados minerales, integrada a la concepción tecnológica del proceso y la optimización de su disponibilidad, lo que disminuye la incertidumbre en la determinación de su rentabilidad, lográndose incrementar su eficacia económica, ante las fluctuaciones del mercado, máxime si se tiene en cuenta el alto costo de sus inversiones y de operación de sus instalaciones.

4. La planta de beneficio de feldespato de Sancti Spíritus, para las condiciones actuales (incluyendo el cambio, propuesto y ya ejecutado, en el molino de martillo por el de bolas), es técnicamente factible y económicamente rentable para producciones de entre 3 000 t y 5 000 t anuales de concentrado de feldespato, con precios justos en el ámbito nacional y competitivos en el mercado internacional, siempre que los mismos no sean menores que 81,41 \$/t y los costos de producción mayores que 77,23 \$/t. Sus concentrados pueden sustituir importaciones, principalmente, en la fabricación de materiales para soldar y en la industria cerámica.

5. El beneficio del polvo del secadero del esquema 5, es el mejor desde el punto de vista técnico y económico y sus concentrados de mica moscovita pueden ser usados en la formulación de materiales para soldar, dejándose de verter 179.2 t/año de polvo al medio ambiente.

6. El beneficio de la cola procedente de la etapa de concentración mediante la variante de cribado y separación electromagnética, es el más económicamente factible y, de realizarse su implementación se dejarían de verter 691.8 t/año de cola al medio ambiente.

## BIBLIOGRAFÍA

- Benítez, M, M; Miranda, D, M. 1997. Contabilidad y finanzas para la formación económica de los cuadros de dirección. 1<sup>ra</sup> ed. Ciudad de La Habana. Cuba: Ediciones MES-MINIL. 250p.
- Carrillo, A.,M.J. 2001. Factibilidad técnica y económica de las pequeñas producciones en el beneficio de feldespato para sustituir importaciones. Tesis de Doctorado. UCLV. Cuba. 108p. y anexos.
- Chilaco, V, P. 1986. Fundamentos de beneficio de minerales. 2<sup>da</sup> ed. Moscú; Editorial Nedra. 320p.
- González, S, E.; Shuart, L. 1991 B. *Consideraciones sobre la proyección científica del Análisis de Procesos en Cuba*. Trabajo presentado en el IV Congreso Mundial de Ingeniería Química, Karlsruhe. Alemania.16-21 junio. Memorias.
- Horben, P.W. 1998. The industrial handbook: a guide to markets, specification and price. 1<sup>ra</sup> ed. London: Edirotrial: Industrial minerals. Division, Metal Ulletin PLC. pp 148.
- Mitrofanov, I., Barski, L, A., Samygin, V, O. 1982. Investigación de la capacidad de enriquecimiento de minerales. 2<sup>da</sup> ed. Moscú: Editorial Mir. 330p.
- Peters, M., S., Tmmerhaus, R., E. West. 2003. PLant Design and Economics for Chemical Engineers. 5<sup>ta</sup> ed. US., UK., Spain: Mc. Graw-Hill. 320p.
- Rázumov, K., V, A., Perov. 1986 Proyectos de fabricas de preparación de minerales. 1<sup>ra</sup> ed. Moscú: MIR. 250p.
- Ulrich, G,D. 1986. Diseño y economía de los procesos de Ingeniería Química. 2<sup>da</sup> ed. México. Nueva Editorial Interamericana S.A. 280p.
- Vega, O.C. 1989. Ingeniería Económica. Instituto Francés del Petróleo. Tomo I, II, III. 200p.



# SOLICITUD DE LICENCIA AMBIENTAL PARA EL CONFINAMIENTO DE LA PENICILINA EN MAL ESTADO

**MSc. Lic. Maria del Carmen Marrero Pera, Ing. Sadis Jo Valdés**

*Empresa Geominera Centro*

## RESUMEN

La necesidad de disponer de forma adecuada de este medicamento en mal estado (penicilina g potásica principalmente) dió lugar a que especialistas, fundamentalmente del CIPIMM, establecieran procedimientos o recomendaciones técnicas con el fin de que todas las empresas comercializadoras de fármacos del país procedieran de forma adecuada para la disposición de este medicamento en mal estado. En todos los casos se procedió de acuerdo a lo que establece la legislación vigente, en este caso se tuvo en cuenta la **Resolución No. 32/2005. del CITMA** sobre Medicamentos Vencidos y la **Resolución 77/99 del CITMA** sobre la Licencia Ambiental.

Esta Unidad Empresarial de Base Mayorista de Medicamentos se encuentra en la región central del país, en la ciudad de Santa Clara, municipio del mismo nombre, específicamente en la zona donde se concentran las principales instalaciones de salud en dicha ciudad.

La factibilidad del sitio escogido para el Encapsulamiento de la penicilina en comparación con otras alternativas estudiadas está dado por: una mayor seguridad al encontrarse dentro de los límites de la propia instalación, los trabajos de nivelación del terreno serán mínimos, en este sitio se proyecta la construcción de un salón de reuniones y la cápsula de penicilina quedará confinada dentro de los límites de los cimientos de esta construcción.

El tratamiento propuesto para la destrucción es el encapsulamiento de los pomos de penicilina, por medio de una cementación la cual consiste en mezclar el desecho con una proporción adecuada de cemento, cal y arena para que quede debidamente retenido en la matriz.

El objeto de obra consiste en una cápsula de 6 x 6 m de área y 1.10 m de alto, de hormigón simple.

Los impactos identificados en la fase de construcción y funcionamiento de la cápsula son de una magnitud moderada con la posibilidad de atenuarlos mediante la aplicación de medidas correctoras.

## ABSTRACT

The necessity of providing an adequate disposal of this medical waste (g potasic penicillin mainly) involved specialists, fundamentally of the CIPIMM, in a new project. They established procedures and technical recommendations with the aim that all the Medical Wholesaler Enterprise of the country proceeds in the same way for the adequate disposition of this medication. In all the cases was proceeded according to the effective legislation, in this case the Resolution was kept in mind Not. 32/ 2005. of the CITMA and the Resolution 77/ 99 of the CITMA on Environmental License.

This Enterprise is located in Santa Clara city in the central region of the country.

The nominative treatment for the destruction of this medical waste is the cementation of the penicillin obtaining a capsule, and afterwards the confinement of this capsule into the limits of the same enterprise. The cementation consists of mixing the penicillin with an adequate proportion of cement, lime and sand.

The object consists in a capsule of 6 m<sup>2</sup> of area (1.10 m length and 6 high) of simple concrete.

The impacts identified in the phase of construction and operation of the capsule are of a magnitude moderated with the possibility of attenuating them by means of the application of technical recommendations.





Con relación a las características físico geográficas y geomorfológicas de la región donde se localiza la entidad podemos señalar que se ubica en la zona del parteaguas central de Cuba específicamente sobre llanuras de origen erosivo denudativas muy erosionadas y antiguas que sirven de divisoria local de las corrientes y arroyos que fluyen sus aguas a las principales cuencas de los ríos y arroyos que conforma las dos vertientes de escurrimiento en esta región del país.

## **Geología.**

Como resultado de las visitas realizadas al sitio seleccionado para el confinamiento de la penicilina en mal estado y mediante calas excavadas en el lugar se pudo observar que el material que forma la pendiente del terreno que es necesario nivelar para la ubicación de la cápsula es material de relleno. Luego de una revisión de la información antecedente existente en el archivo de la UIC Villa Clara ENIA, específicamente el Informe Ingeniero Geológico para Proyecto Técnico Ejecutivo del propio Almacén de Medicamentos, de julio 1982, se conoce que la geología es la de las serpentinitas crisolíticas y peridotitas serpentinizadas del "Complejo Ofiolítico", del cretáceo superior, desarrollada sobre estructura tectónica denominada Anticlinorium de Santa Clara, muy próximo a una línea de sobre-corrimientos tectónicos con formaciones intrusivas de rocas ultrabásicas [5].

Atendiendo a los resultados de esta investigación geotécnica para proyecto técnico-ejecutivo y fundamentalmente a la última línea de calas correspondiente a las paredes transversales del fondo de las naves, concretamente de las calas N° 10, N° 13 y N° 17 como las más cercanas al lugar (alrededor de 20.0 m), la litología relativamente uniforme presenta:

1. Capa Vegetal y suelo de transición arcilloso. H ~ 0.60 m.
2. Suelo areno-limoso con gravas, de origen eluvial de roca serpentinita, en estado compacto y muy compacto con la profundidad, de color gris verdoso y gris azulado. H = 3.60 ~ 6.45 m.
3. Roca serpentinita fracturada y fragmentada, de dureza baja y media, en ocasiones oxidada y con fracturas rellenas de calcita, color gris azulado.

Luego de realizadas observaciones de campo en el sitio del confinamiento se detectó la presencia de una capa de relleno de gran espesor. Por esta razón fueron consultados especialistas de la ENIA, cuya entidad en el año 1982 realizó trabajos ingeniero geológicos para la construcción del almacén de medicamentos. Como resultado de este encuentro se llegó a la siguiente conclusión:

En cuanto al objeto de obra consistente en un bloque de 6 x 6 m de área y 1.10 m de alto, de hormigón simple con resistencia a compresión superior a 15 MPa, poco esbelto e infinitamente apoyado en el terreno, transmitiendo al suelo tensiones no mayores de 30 kPa y no solicitado por tensiones superiores a 10 kPa, ambas de compresión axial, este no debe generar asientos que atentan contra la integridad del mismo. Por otra parte la manera de ejecutar el bloque, en capas y a razón de una capa por día sobre suelo friccional que acomoda o consolida mayoritariamente de forma instantánea, permitirá observar cualquier grieta por asiento u otro fenómeno que afecte la cápsula en la etapa ejecutiva con pequeños espesores, mayor esbeltez y mas susceptibilidad al fallo, permitiendo su corrección, lo que deberá disminuir en la medida que se incrementen la inercia y resistencia a compresión del elemento (ver anexo textual 3).

## **Clima.**

### *Temperatura:*

La temperatura media anual es de 24.5 °C, que comparada con la media anual nacional de 24.0 °C, caracteriza al territorio como relativamente caliente

La curva de distribución mensual es reflejo del comportamiento de tipo marítimo con una mínima media en enero de 16.2°C, una máxima media en julio de 32.8 °C y una amplitud térmica de 16.6 °C.

### *Humedad relativa:*



La humedad relativa media anual es de 78 %, considerada como alta por la notoria influencia marítima y esta estrechamente vinculada a la temperatura. Los valores más altos ocurren en el período lluvioso.

#### **Vientos:**

Los vientos Alisios son los más importantes y persistentes dentro del territorio, con componente de NE y los de mayor frecuencia anual. La velocidad media del viento es de 7.57 Km/h.

#### **Precipitaciones:**

Las precipitaciones tienen dos períodos bien definidos: Lluvioso de mayo a octubre y Seco de noviembre a abril, con una media anual que oscila de 1100 a 1200 mm. El promedio para el período Lluvioso oscila desde 900 a 1000 mm y para el período Seco varía desde 200 a 250 mm. El promedio de días con lluvia en el año es de 132 días.

#### **Hidrología superficial :**

El área se enmarca dentro de la cuenca hidrográfica del Río Sagua la Grande, en la vertiente Norte del Río Cubanicay. Existen también formas negativas en el relieve, vaguadas, por donde se producen corrientes estacionales de aguas pluviales principalmente en época de lluvia, teniendo lugar procesos erosivo-acumulativos.

#### **Hidrología subterránea.**

Las aguas subterráneas pertenecen al Complejo acuífero de las secuencias intrusivas pertenecientes a la Asociación Ofiolítica. Desde el punto de vista químico se clasifican como aguas bicarbonatadas sódicas. Estas tienen una distribución muy limitada, al SE y NE de la ciudad de Santa Clara. El origen de estas aguas se debe fundamentalmente a la mezcla de aguas bicarbonatadas cálcicas con aguas cloruradas sódicas, además de la descomposición en profundidad de rocas con contenidos de sodio. El nivel del agua oscila entre 1.5 y 7.50 m de profundidad de acuerdo a las mediciones realizadas. El escurrimiento superficial al igual que el de las aguas subterráneas es hacia el norte. La mineralización fluctúa entre 0.3 y 0.9 mg/l [ 2 ].

De acuerdo a lo observado durante el estudio geólogo ambiental del municipio de Santa Clara del cual se obtuvo un mapa de hidroisohipsas de las aguas subterráneas su dirección predominante coincide en gran medida con el escurrimiento superficial, tienen una dirección preferencial hacia el Norte, aunque existen otras direcciones de segundo orden hacia el NE y NW de la ciudad.

#### **Suelos.**

Para la descripción del suelo que se observa actualmente en el lugar, utilizamos calas que se ubican dentro de los límites del área donde se va a encapsular la penicilina en mal estado.

##### Descripción de la cala No 1

0 – 0.25m: Relleno con fragmentos de pomos de cristal, pomos enteros de medicamentos, blisteres de pastillas y otros desechos del almacén.

0.25 – 0.30m: Cemento fraguado

0.30 - ... : Serpentinita muy intemperizada de color carmelita verdoso, deleznable.

##### Descripción de la cala No 2

En esta cala solo se observa el relleno antes descrito y su potencia supera los 45 cm.

Refiriéndonos al uso del suelo, la entidad se localiza en un lugar de uso netamente urbano, formando parte de la infraestructura urbana dentro de la ciudad de Santa Clara. Con relación



a las áreas circundantes, o sea refiriéndonos al área de influencia vemos que el principal uso de suelos esta relacionado con los pastos y forrajes además de existir áreas de uso forestal, se presentan también zonas de cultivos varios.

## **Flora y vegetación.**

La flora como toda la del archipiélago cubano pertenece a la provincia fito-geográfica cubana, la que forma parte de la sub. región Antillana del Caribe, perteneciente al reino neo tropical. De acuerdo a su regionalización la flora del área que nos ocupa se ubica en el sector Guamuhaya en la Subprovincia Central, la cual se caracteriza por ser la más extensa y pobre en endémicos. La vegetación es de tipo cultural con cultivos y áreas de pastos, además del predominio de la vegetación secundaria representada por especies oportunistas como el marabú, y otras plantas espinosas.

Con relación a la vegetación la zona es la representación de la vegetación de sabana espinosa muy antropizada con una marcada presencia de plantas invasoras debido al alto grado de antropización, no obstante se presentan algunos exponentes arbóreos de la vegetación oriunda del lugar tales como: Mango, Naranja y otros .

## **Fauna.**

Aquí podemos encontrar especies que son comunes en estos tipos de comunidades secundarias (potreros, maniguas y plantaciones agrícolas), sólo que por su cercanía a grandes asentamientos poblacionales, construcciones viales de gran actividad y a grandes centros industriales, el número de individuos de algunas especies es menor o limitado.

Mamíferos:

Herpetes aeropuntantum (mangosta)

Aves:

Columbina passerina (tojosa)

Saurothera merlini (arriero)

Crotophaga ani (judío)

Mimus poliglottes (sinsonte)

Tiaris canora (tomeguín del pinar)

Tiaris olivaceac (tomeguín de la tierra)

Reptiles:

Anolis sagrae (lagartija común)

Alsophis canterígenus (jubo común)

Moluscos:

Zachrysin auricoma auricoma (caracol)

## **Características socioeconómicas.**

La entidad se localiza en una zona de uso netamente urbano y como se dijo anteriormente se encuentra en la zona donde se concentran las principales instalaciones de la salud en la ciudad. Con relación a las áreas circundantes, o sea refiriéndonos al área de influencia vemos que el principal uso del suelo esta relacionado con los pastos y forrajes además de existir áreas de uso forestal, se presentan también zonas de cultivos varios.

## **9. Caracterización por separado cuantitativa y cualitativa del estado de la calidad del aire, del agua terrestre (superficiales y subterráneas), del suelo y de la biota.**

### **Calidad del Aire.**



La calidad del aire en la zona donde se proyecta el Encapsulamiento es buena teniendo en cuenta que se encuentra en una zona perimetral de la ciudad de Santa Clara. Solo se ve afectada por los gases de combustión que se producen por los vehículos que circulan por la carretera cercana a la Droguería.

### **Calidad de las Aguas superficiales y subterráneas.**

Para determinar la calidad del agua se muestrearon 3 pozos que se distribuyen en los alrededores de la Droguería, estos son de uso doméstico. A todas las muestras se le realizaron análisis bacteriológico y la caracterización físico química del agua.

PC 1: pozo de brocal que se encuentra frente a la Droguería

PC 2: pozo en construcción, a aproximadamente 150 m al ESE de la Droguería

PC 3: pozo de Manolo, a aproximadamente 80 m al WNW de la Droguería.

**Tabla # I. Resultados de la caracterización microbiológica de las muestras.**

Determinación	PC 1	PC 2	PC 3
Conteo total de m. o. mesófilos viables (ufc/ml)	$3.0 \cdot 10^2$	$3.0 \cdot 10^2$	$3.0 \cdot 10^2$
Organismos coliformes totales (NMP x 100 ml)	>23.0	>23.0	>23.0
NMP de Pseudomonas aeruginosas (NMP x 100 ml).	>23.0	>23.0	>23.0

*El análisis microbiológico del agua fue realizado en el CNICA. Cada determinación fue realizada por los siguientes métodos:*

- *ISO 4833:2003 Conteo de m. O. Aerobios mesófilos viables (ucf/ml)( Max.  $10^2$ ).*
- *Standard Methods for the examination of water and wastewater. Ed.20:1999. NMP Org. Coliformes totales en 100 ml.( Menor de 2.2).*
- *Standard Methods for the examination of water and wastewater. Ed.20:1999. NMP Pseudomonas aeruginosas en 100 ml.*

Como se puede observar y teniendo en cuenta los parámetros permisibles según la NC vigente, los resultados de la caracterización microbiológica de los pozos demuestran que existe una fuerte contaminación bacteriológica de las aguas.

En cuanto a la caracterización físico química los resultados se muestran en el anexo textual # 4.

Los detalles del muestreo de las aguas subterráneas se muestran en la siguiente tabla:





**Tabla # II. Detalles del muestreo realizado a los pozos cercanos a la Droguería.**

No de Muestras	Ubicación	Tipo de análisis	Detalles del muestreo
PC - 1	Pozo de brocal frente a la Droguería	Bacteriológico  Químico completo	H del brocal: 25 cm Nivel del agua: 80 cm A aproximadamente 6 a 7 m del pozo corre una cañada por detrás de la escuela de medicina. El pozo no tiene tapa, la boca del brocal es de forma cuadrada 50*50 cm y el diámetro del pozo es de 1.5 m Profundidad hasta el sedimento del pozo: 1m En el área donde se ubica el pozo hay ganado suelto, hay una fosa a aproximadamente 15m del pozo (foto).
PC - 2	Pozo en construcción, a aproximadamente 150 m al ESE de la Droguería	Bacteriológico  Químico completo	El pozo está sin terminar, el diámetro inicial es de aproximadamente 3m y a los 2.5m de profundidad se reduce a 1.5 m. La profundidad del nivel del agua es de 6.9 – 7.2 m. La capa de suelo tiene una potencia de aproximadamente 3 metros.
PC - 3	Pozo de de Manolo, a aproximadamente 80 m al WNW de la Droguería.	Bacteriológico Químico completo	Pozo de brocal de aproximadamente 3 m de diámetro. La altura del brocal es de 30 cm. Temperatura del agua: 21 °C Profundidad del nivel del agua: 7.50 m. El uso es doméstico.

### **Calidad del Suelo**

El suelo, en el territorio que ocupa la Droguería, casi no existe pues es un área cubierta por instalaciones y los exteriores de las mismas están en su mayoría pavimentados. En el lugar escogido para el confinamiento se observa material de relleno donde ya se ha creado una capa vegetal. En otras pequeñas áreas el suelo es poco potente, de color gris verdoso, típico de las rocas serpentínicas.

**10. Descripción de las alternativas factibles a considerar en el proyecto incluyendo su localización.** Esto comprende desde la etapa de selección del sitio para la ejecución del proyecto hasta el cierre, la superficie del terreno requerida, el programa de construcción, montaje y puesta en explotación de las instalaciones y operación correspondiente, tipo de actividad, descripción cualitativa y cuantitativa de los recursos naturales y otras materias primas y las tecnologías a utilizar, volúmenes de producción previstos e informaciones necesarias.

La factibilidad del sitio escogido para la ubicación del Encapsulamiento de la penicilina en comparación con otras alternativas estudiadas está dado por:

- una mayor seguridad al encontrarse dentro de los límites de la propia instalación
- los trabajos de nivelación del terreno serán mínimos



- en este sitio se proyecta la construcción de un salón de reuniones y la cápsula de penicilina quedará confinada dentro de los límites de los cimientos de esta construcción.

El objeto de obra consiste en una **cápsula** de 6 x 6 m de área y 1.10 m de alto, de hormigón simple. El tipo de materia prima a utilizar y sus proporciones se presenta en el acápite 13 donde se explica detalladamente el flujo tecnológico a seguir.

Para la construcción de la obra se utilizarán equipos de movimiento de tierra (retroexcavadora, cargador, camiones, etc).

#### **11 Descripción de los efluentes, enfatizándose en los principales parámetros o indicadores utilizados para medir niveles de contaminación.**

No se generarán efluentes contaminantes durante la construcción y la explotación de la obra.

#### **12 La conexión de la red sanitaria a sistemas de tratamiento de residuales existentes, además de la descripción de los elementos componentes.**

Durante la etapa de construcción y de explotación del confinamiento de la penicilina no se prevé la utilización de instalaciones de ningún tipo que pudieran generar residuales.

#### **13. Las tecnologías a emplear y el grado en que éstas contemplan la aplicación de prácticas de producción limpias, incluyendo la reducción y aprovechamiento seguro de residuales, así como la descripción detallada del flujo de producción. Deben incluirse valoraciones sobre el cumplimiento de las regulaciones sobre la importación o transferencia de tecnologías nominales y no nominales.**

##### **Equipos.**

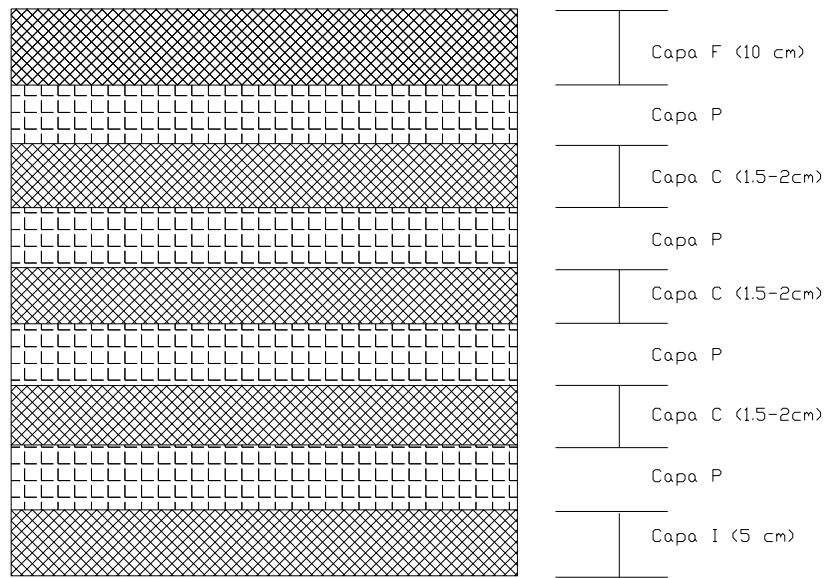
Para la construcción de la obra se utilizarán equipos pesados para el movimiento de tierra (bulldozers, cargadores, camiones, montacargas u otro medio de transporte, concreteras), vagones, big bag, palas, cubos o cubetas, etc). Además, se necesitarán otras facilidades auxiliares para el acarreo del agua, así como otras herramientas de uso general en la construcción tales como: flotas, cucharas, reglas de extensión del material encapsulante [4].

##### **Flujo tecnológico.**

El tratamiento propuesto para la destrucción es el encapsulamiento de los pomos de penicilina, por medio de una cementación la cual consiste en mezclar el desecho con una proporción adecuada de cemento, cal y arena para que quede debidamente retenido en la matriz.

El tratamiento se inicia con el desempaque del producto en el área del almacén central, luego los pomos con la penicilina se colocan en un big bag conteniendo 20 000 pomos de penicilina y se transportan al área de disposición en el momento de realizar la operación. La mezcla se prepara en una concretera donde se mezclan los productos inertizantes.

Por último, los pomos se disponen en capas horizontales intercaladas con la mezcla cementante en el siguiente orden de abajo hacia arriba: Capa I, capa P, capa C, ..., capa C, capa P, capa F, con los espesores que se indican en la figura 1



**Fig. 1. Esquema de capas para el Encapsulamiento de los pomos en la mezcla cementante.**

La capa I se fundirá con un concreto de composición (partes en volumen) de Cemento: Grava: Arena = 1:3:2, el agua se añade de forma tal que se garantiza la fluidez de la mezcla. El curado de la losa se hará durante 72 horas, utilizando polietileno para cubrirlo de esta manera se evita que el sol evapore el agua de hidratación.

La capa F se fundirá con un concreto de composición (partes en volumen) de Cemento: Grava: Arena = 1:3:2, el agua se añade de forma tal que se garantiza la fluidez de la mezcla.

Los envases inutilizados (cajas de cartón) se ubican en un área idónea que garantice su conservación, para ser entregado a la empresa de recuperación de materia prima [4].

Consideraciones tomadas de las Recomendaciones técnicas para la ejecución del Encapsulamiento de fármacos [7]:

- ❖ Para el Encapsulamiento se requiere un mortero cuya resistencia mecánica no tiene ningún requisito.
- ❖ El mortero no tiene que ser impermeable dado que los envases de cristal no serán triturados.
- ❖ El mortero ha de ser fluido para una fácil laborabilidad sin complejidades tecnológicas de colocación.

### **Disposición de los residuales.**

Durante la nivelación del terreno donde se prevé realizar el Encapsulamiento se generarán varios metros cúbicos de material de relleno los cuales se aprovecharán para cubrir zonas deprimidas del relieve en un terreno que colinda con la propia entidad.

Se requiere de una identificación del desecho y una autorización para su traslado. Es responsabilidad del cliente (Droguería Villa Clara) con domicilio legal en : Carretera a la Pollera y Circunvalación. Santa Clara Villa Clara, Cuba.

### **14. Señalar con carácter especial si la obra, proyecto o actividad genera productos químicos tóxicos o algún desecho peligroso**



Dadas las características de la obra no se generarán productos tóxicos ni desechos peligrosos. Ella en si contiene un producto tóxico y el proyecto está dirigido precisamente a su control y disposición segura para no generar en un futuro ningún tipo de contaminación al medio ambiente. Las características de la penicilina a encapsular son:

### Penicilina G Potásica

#### Nombre Químico

4-thia-1-azabicyclo(3.2.0)heptano-2-ácido carboxílico, 3,3-dimetil-7-oxo-6-((fenilacetil)amino)-, monopotassium salt, (2S-(2 alfa,5 alfa, 6 beta)).

#### Formula Molecular

C<sub>16</sub>H<sub>17</sub>KN<sub>2</sub>O<sub>4</sub>S

#### Peso Molecular

372.49

### Penicilina G Sódica

#### Nombre Químico

4-tia-1-azabicyclo-(3.2.0) heptano-2-ácido carboxílico, 3,3-dimetil-7-oxo-6-((fenilacetil)amino)-, (2S-(2 alfa, 5 alfa, 6 beta))-monosodium sal.

#### Fórmula Química

C<sub>16</sub>H<sub>17</sub>N<sub>2</sub>NaO<sub>4</sub>S

#### Peso Molecular

356.38

### Penicilina G Benzatina

#### Nombre Químico

4-tia-1-azabicyclo (3.2.0) heptano-2-ácido carboxílico, 3,3-dimetil-7-oxo-6-((fenilacetil)amino)-,(2S-(2 alfa,5 alfa, 6 beta))-, compd. With N,N'- bis (fenilmetil)-1,2-etanodiamina (2:1), tetrahidrato.

#### Formula Molecular

(C<sub>16</sub>H<sub>18</sub>N<sub>2</sub>O<sub>4</sub>S)<sub>2</sub>.C<sub>16</sub>H<sub>20</sub>N<sub>2</sub>.4H<sub>2</sub>O

#### Peso Molecular

981.19

Sal anhidra: 909.13

### Propiedades

La penicilina que más abunda en el comercio es la penicilina G Potásica o bencil Penicilina Potásica. Se presenta como un polvo cristalino blanco inodoro, muy soluble en agua, también en alcohol y glicerina, insoluble en éter y cloroformo. Se destruye por acción del calor, por ácidos, álcalis y agentes oxidantes y fermentos bacterianos.

Sus soluciones se deterioran a la temperatura atmosférica, pero refrigeradas permanecen estables por algunos días.

Las sales de Penicilina que se fabrican actualmente permiten conservarlas en estado sólido sin necesidad de refrigeración.

Las **cantidades** a encapsular por cada tipo de penicilina son las siguientes:

Penicilina G Potásica: 27 827 kg

Penicilina G Sódica: 3 464 kg

Penicilina G Benzatina: 13.7 kg.

Total: 31 0304.7 kg (1 600 000 bulbos).

**15. Identificación y descripción de los impactos ambientales que se prevé ocasionar. Se evaluarán los impactos ambientales tanto positivos como negativos que se ocasionarán en las distintas etapas del proyecto. Se hará especial énfasis en la identificación de los impactos**



**causados por los residuales (cuantificar los impactos de residuos sólidos, líquidos y a la atmósfera).**

Para la descripción de los impactos utilizaremos la siguiente matriz donde serán representadas las acciones impactantes y los componentes del medio impactados. Dada la existencia de impactos de diferente carácter se utilizó el color rojo para los impactos positivos (X) y negro para los negativos(X).



Tabla # III. Matriz de impactos al medio ambiente.

Acciones impactantes	Componentes del medio impactados					
	Biótico		Abiótico			Social
	Vegetación	Fauna	Suelo	Aire	Agua	Salud
<b>Fase Constructiva</b>						
C1 Alteración de la cubierta vegetal.	X	X	X			
C2 Acopio de materiales.			X	X		
C3 Tráfico de vehículos y maquinaria .	X	X	X	X		
C4 Generación de desechos sólidos en la obra.	X	X	X	X		
C5 Incumplimiento de las normas de Seguridad e Higiene del Trabajo .						X
<b>Fase de Funcionamiento*</b>						
<b>Fase de Cierre**</b>						
T1.Encapsulamiento adecuado de la penicilina.	X	X	X		X	X

\*Debido al carácter de esta obra esta fase no se manifiesta pues no existe un proceso tecnológico o un desarrollo de alguna actividad posterior a la fase de construcción.

\*\*Se considera fase de **cierre** una vez encapsulada la penicilina y adecuadamente dispuesta la cápsula en el lugar del confinamiento.





## Componentes del medio impactados

### Componente abiótico

#### **Aire.**

Durante la etapa constructiva este componente del medio ambiente se ve afectado producto del polvo que se genera por el acarreo y almacenamiento de materiales, por la circulación de los equipos a emplear lo que hace que también se incremente el nivel de ruido del lugar. Este es un impacto que al llegar a la fase de cierre queda eliminado completamente.

#### **Agua.**

Las aguas subterráneas no serán afectadas durante la construcción de la obra ya que todas las labores se realizarán a nivel de la superficie del terreno. En cuanto a las aguas superficiales es de señalar que en esta zona anteriormente se producía acumulación de las aguas pluviales. Como resultado de la obra el patrón del drenaje de las aguas pluviales varía aunque a escala muy pequeña. En el presente proyecto se contempla el diseño de un sistema de drenaje pluvial adecuado, de manera que no existan acumulaciones de estas aguas en el área.

#### **Suelo.**

En primer lugar podemos mencionar el impacto de ocupación por el cambio de uso del suelo. En la mayoría de los casos este tipo de impacto es de carácter irreversible. El impacto positivo sobre este componente esta dado porque con este método de confinamiento se elimina la posibilidad de contaminación del suelo con estos productos químicos.

### Componente biótico.

#### **Vegetación.**

La afectación a este componente es mínima teniendo en cuenta que las actividades de construcción del confinamiento para la penicilina se realiza en un área muy pequeña, de aproximadamente 50 m<sup>2</sup>. En ella solo se observan especies herbáceas. En los alrededores se encuentran árboles frutales, mango fundamentalmente.

#### **Fauna.**

Como se explica arriba, debido a las pequeñas dimensiones del área de los trabajos y de su área de influencia podemos afirmar que los daños a las especies faunísticas es mínimo, solo se ve afectada la fauna que habita en la capa superior del suelo.

El aumento del nivel de ruido también influye considerablemente en el comportamiento de muchas especies sobre todo de las más susceptibles a este cambio como es el caso de las aves, pero este solo será apreciable durante la etapa de construcción debido al uso de equipos pesados. Debemos reiterar que en el área no existe ninguna especie en peligro de extinción, no siendo un impacto significativo.



## Componente socioeconómico.

El efecto negativo sobre este componente del medio ambiente puede reflejarse en la afectación a la salud de los trabajadores si no se cumplen las medidas de seguridad a la hora de realizar el Encapsulamiento de la penicilina.

Desde otro punto de vista el impacto es de carácter positivo, ya que este proyecto responde a la necesidad de disponer de forma adecuada de este medicamento en mal estado y el cual la empresa comercializadora contiene en grandes cantidades.

Los medicamentos vencidos o en mal estado no representan una grave amenaza para la salud y el medio ambiente si se manejan correctamente, se almacenan en lugares apropiados y se eliminan usando métodos ambientalmente adecuados.

Si esto no se cumple se corren los siguientes riesgos:

- ❖ Causa de contaminación del agua potable.
- ❖ Pasa a la cadena de distribución informal o clandestina e ingresan al mercado nuevamente.
- ❖ Perjudican la vida acuática.
- ❖ Matan microorganismos claves para el ecosistema.
- ❖ Pueden bioacumularse en tejidos de los seres vivos y luego expresar sus propiedades tóxicas.
- ❖ Genera resistencia a microorganismos patógenos.

Este análisis sobre la base de los siguientes indicadores, los cuales nos ayudan a conocer la importancia de los impactos y nos permiten estimar la contaminación existente.

### Los indicadores son los siguientes.

#### A. Carácter del impacto

+ positivo - negativo

#### B. Magnitud o Intensidad (I).

1 .baja 2.mediana 4.alta 8 muy alta .12 total

#### C. Alcance o Extensión (Ex).

1 .puntual (20%) 2.parcial (30-70%) 4. Extenso (>70%) 8 Total +(4) Crítica

#### D. Plazos en que se produce el impacto o Momento (MO).

+ (4) Crítico 4 Inmediato 2.medio 1. Largo

#### E. Persistencia (PE).

1 Fugaz 2.temporal 4.permanente.

#### F. Reversibilidad del efecto (RV).

4. irreversible 3.largo plazo (mayor de 10 años ) 2.mediano plazo (5-10 años) 1.corto plazo (<5 Años).

#### G. Posibilidad de introducción de medidas.

P-Posible I-Imposible.

#### H. Tipos de impactos

D-.directo I- indirecto

#### I. Importancia del impacto.

Importancia.= +/- 3\*(valor de la magnitud) + 2\* (valor del alcance) + (valor de plazos ) + (valor de la persistencia ) + (valor de la irreversibilidad ) + ( Proximidad) + (tendencia )

#### J. Proximidad de la fuente.

1-lejos 2.medio 3.cerca

#### K. Tendencia

3. Incrementarse 2.Mantenerse 1.Disminuir



Tabla # IV. Resultados del cálculo de la Importancia de los Impactos.

Impactos	Indicadores										
	A	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K
1.Cambio de uso del suelo por el emplazamiento de la obra.	—	4	1	4	2	4	P	D	29	3	2
2.Empobrecimiento de la calidad del aire por el aumento de los niveles polvo.	—	2	1	4	2	1	P	D	19	3	1
3.Empobrecimiento de la calidad del aire por el aumento de los niveles de ruido	—	2	1	4	2	1	P	D	19	3	1
4 Impacto visual desagradable .	—	2	1	4	2	1	P	D	19	3	1
5 Impacto a la salud humana por posible accidente de trabajo (impacto social).	—	1	1	4	2	4	P	D	16	3	1

La importancia del Impacto Ambiental toma los valores entre **13 y 100** puntos. Los impactos con valores menores de **25** se clasifican como: **Despreciables**, entre **25 y 50**: **Moderados**, entre **50 y 75**: **Severos** y mayores de **75**: **Críticos**.

En la fase de construcción del proyecto no existen impactos negativos de envergadura debido a que se ocupará un área relativamente pequeña, se usará poca cantidad de equipos y existirá un rápido cronograma de ejecución. A pesar de ello existen algunos factores levemente impactados, para los cuales se proponen medidas que minimizan los mismos.

En la fase de funcionamiento uno de los principales riesgos de contaminación son los posibles escapes, fugas, del producto tóxico, el cual pueden producir afectaciones al suelo. El proyecto contempla las fundamentales medidas de seguridad que evitarían estos accidentes.

Los impactos identificados son de una magnitud moderada con la posibilidad de atenuarlos mediante la aplicación de medidas correctoras.

## 16. Medidas de prevención y mitigación para los impactos ambientales negativos

Tabla # V. Medidas de prevención y mitigación para los impactos ambientales negativos.

Impactos Ambientales negativos	Medidas de prevención y / o mitigación
1.Cambio de uso del suelo por el emplazamiento de la obra.	Finalizada la obra será debidamente señalizada
2.Empobrecimiento de la calidad del aire por el aumento de los niveles polvo.	Evitar los derrames innecesarios de los áridos utilizados.
3.Empobrecimiento de la calidad del aire por el aumento de los niveles ruido.	Evitar el tránsito de otros vehículos no relacionados con la actividad que se está realizando en la etapa constructiva.
4 Impacto visual desagradable	Finalizada la obra serán recogidos los desechos y áridos no utilizados en la construcción.
5 Impacto a la salud humana por posible accidente de trabajo (impacto social).	Se llevarán a cabo las normas de seguridad e higiene del trabajo.
	Se tendrá listo el plan de contingencia por si ocurre un accidente.



**17. Previsiones posteriores al cierre definitivo de la obra, proyecto o actividad en los casos en que persistan los efectos negativos sobre el medio ambiente al cese de la actividad generadora.**

Plan de medidas de prevención.		
Plan de medidas	Plan de ejecución	Responsable
1 Impartir instrucciones de seguridad a los operarios y realizar pruebas de conocimientos.	Antes de comenzar la disposición.	J. Proyecto y Esp en Seguridad Industrial.
2 Realizar chequeo médico general a los trabajadores que laboran en la disposición.	Antes de comenzar la disposición.	Esp en Seguridad Industrial
3 Garantizar que los trabajadores utilicen los medios de protección adecuados.	Durante el transcurso de la disposición.	J . Planta Piloto y Esp en Seguridad Industrial
4 Certificación por el jefe de Mantenimiento de los equipos a utilizar en la disposición.	Antes de comenzar la disposición.	J. Proyecto y Director de Aseguramiento.
5 Ejecutar inspecciones sorpresivas.	Dos veces por semana durante la ejecución de la tarea de disposición.	Director

Una vez concluida la actividad para lo que fue concebida la obra se construirá un salón de reuniones en este sitio y la cápsula quedará confinada dentro de los límites de los cimientos de la nueva edificación.

**18. Prevenciones para el caso de accidentes y contingencias; se identificarán las acciones previstas para casos de posibles accidentes y contingencias, consignando el alcance de los planes de emergencia o contingencia según corresponda. (Valorar riesgos tecnológicos y antes eventos naturales)**

**Tabla # VI. Plan de medidas de prevención [5].**

**Tabla #VII. Evaluación de los Riesgos de la operación [5].**

Listado de Riesgos				
Riesgo	Evento	Consecuencias	Magnitud del Riesgo Existente	Orden de Prioridad
1 Caída a un mismo nivel.	Accidente de trabajo.	Lesiones Leves	$R = P \times FC$ $R = 1F = 2C = 3P$ $R = 1 \times 2 \times 3$ $R = 6$	Riesgo aceptable, se debe mantener control periódico.
2 Proyección de objetos.	Accidente de trabajo.	Lesiones Leves	$R = F \times P \times C$ $R = 8 \times 8 \times 7$ $R = 448$	Paralización de prueba
3 Caída a otro nivel.	Accidente de trabajo.	Lesiones Leves	$P = P \times F \times C$ $R = 1F = 2C = 3P$ $R = 1 \times 2 \times 3$ $R = 6$	Riesgo aceptable, se debe mantener control periódico.

**Medidas para mitigar las acciones del medio sobre las operaciones de la planta [5].**

- 1 Las operaciones de traslado y distribución del desecho no se realizarán durante la temporada ciclónica.
- 2 Para toda la operación elaborar la instrucción del puesto de trabajo y capacitar al personal.
- 3 Se prohíbe durante las operaciones y manipulación en las áreas de trabajo ingerir alimentos o fumar.
- 4 Realizar el lavado de los instrumentos usados como tanques y medios de protección individual al término de la jornada.
- 5 Antes de iniciar las operaciones de disposición de los desechos, realizar la limpieza de zanjas y áreas de trabajo.
- 6 Las áreas de trabajo se mantendrán limpias, sin desechos, escombros, basuras, etc.

**Plan de Medidas para la Liquidación de Averías [5].**

Generales para derrames:

- ❖ Detener la operación de mezclado.
- ❖ Limitar el acceso al lugar durante la liquidación.
- ❖ Usar guantes, careta contra salpicaduras y botas de goma, durante la liquidación de averías.

Para derrames de sólidos:

- ❖ Envasar el sólido derramado usado: pala, escoba plástica y guantes.
- ❖ Evitar el contacto del sólido con el agua, procediendo a su recogida inmediata.
- ❖ Una vez recogido el desecho, se verterá en la trinchera junto con las capas de pomos para su disposición final y se realizará la limpieza del lugar con agua.

Incendios.

- ❖ Desconectar la electricidad.
- ❖ Evacuar el personal y limitar el acceso
- ❖ Usar extintor clase C
- ❖ Llamar al comando de bomberos.
- ❖ Uso de ventilación forzada en el foco de la emanación, si la emanación es de baja intensidad.

Para las situaciones de contingencias en caso de fenómenos atmosféricos o catástrofes naturales la entidad responsable cuenta con los diferentes planes preventivos (contra incendios, inundaciones, huracanes, etc).

**19. Se presentará la documentación relativa a la oportuna información a la ciudadanía relacionadas con las características del proyecto y sus posibles implicaciones y de la consulta pública realizada, en los casos que se requiera, conforme a las metodologías adoptadas por el Centro de Control e Inspección Ambiental.**

Dadas las características de este proyecto, las pequeñas dimensiones del mismo solo fueron consultadas y debidamente informadas aquellas instituciones que controlan y regulan este tipo de acciones tales como: Planificación Física, CITMA, Recursos Hidráulicos, MINSAP, MININT, etc.

## **20. Programa de monitoreo.**

Durante la confección de la solicitud de licencia ambiental se realizó un muestreo previo al encapsulamiento de la penicilina en mal estado con vistas a caracterizar las aguas subterráneas desde el punto de vista físico químico y bacteriológico. Se recomienda el análisis de las muestras en estos mismos pozos una vez realizado el confinamiento con una frecuencia de muestreo dos veces al año.

## **21. Caracterización del peligro Sísmico del área, en términos de intensidad y aceleración del terreno.**

La sismicidad según datos históricos (1530~1983) es de 5° escala MSK para recurrencias de 100 años y 6° para recurrencias de 1000 años, con aceleración entre 12 y 25 cm /s<sup>2</sup> (ver anexo textual 3).

## **Bibliografía.**

1. Guía metodológica para la confección de la Licencia Ambiental. CITMA, 2001.
2. Estudio Geólogo Ambiental Integral del Municipio Santa Clara. EGMC, 1997.
3. Guía Metodológica de Evaluación de Impacto Ambiental" de Conesa y otros autores (España, 1992).
4. Manual de instrucción para la destrucción de 363.16 ton de penicilina. CIPIMM, 2005.
5. Solicitud de permiso para la ejecución de trabajos peligrosos. Sistema de Seguridad Industrial. CIPIMM, 2005.
6. Recomendaciones técnicas para la ejecución del Encapsulamiento de fármacos. CIPIMM, 2005.

## **Anexos Textuales.**

1. Macrolocalización.
2. Microlocalización.
3. Informe Ingeniero Geológico del área de encapsulamiento. ENIA, abril, 2006.
4. Resultados de los análisis físico químico y bacteriológico de las aguas subterráneas.





## OBTENCIÓN DE COAGULANTES A PARTIR DE DESECHOS DE LA INDUSTRIA MINERA PARA SU USO EN LA POTABILIZACIÓN DE AGUA

María de Fátima Bugallo Davis<sup>(1)</sup>, Esteban Luis Alfonso Olmo<sup>(1)</sup>, José Antonio Alonso<sup>(1)</sup>, Maritza Cortés Miranda<sup>(1)</sup>, Nery Díaz Castro<sup>(1)</sup>, Rubén Oliva<sup>(2)</sup> y Miriam García<sup>(2)</sup>.

(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica.

(2) Especialistas del laboratorio de la Planta de Filtro de Campo Florido.

### RESUMEN

Los procesos de tratamiento de aguas superficiales para su potabilización incluyen el proceso de coagulación-floculación, donde se emplean sustancias químicas (coagulantes) cuya función es facilitar la remoción de los sólidos suspendidos y sustancias coloidales presentes en las mismas que le confieren turbiedad y color indeseables.

El agente coagulante mayormente empleado en las Plantas Potabilizadoras es el sulfato de aluminio. En Cuba este coagulante se produce en el país a partir del Hidróxido de Aluminio de importación.

Dada nuestra situación económica, la búsqueda de coagulantes alternativos y de producción nacional es una necesidad.

En este artículo se exponen los resultados obtenidos en el desarrollo de dos procedimientos para la obtención de productos a partir de desechos de la industria minera con propiedades coagulantes.

La evaluación de las propiedades coagulantes de tales productos se realizó en la Planta de Filtro de Habana del Este mediante la prueba de jarras utilizando como referencia el coagulante Sulfato de aluminio comúnmente empleado, donde se obtuvo resultados satisfactorios con dosis equivalentes similares a las empleadas para el coagulante de referencia.

### ABSTRACT

### OBTENTION OF COAGULATORS BASED ON THE MINING INDUSTRY WASTES TO BE USED IN WATER POTABILIZATION.

The processes to treat superficial waters to make it drinkable include the process of coagulation-flocculation, where chemical substances (coagulators) are used to facilitate the extraction of the solids suspended and the colloidal substances present in them that make them muddy and give them an undesirable color.

The most commonly used coagulator in the Potabilization Plants is the aluminum sulfate. In Cuba, this coagulator is produced in the country from the Aluminum Hydroxide, which is imported.

Given our economic situation, the search for alternative coagulators nationally produced is a need.

In this work the results obtained in the development of two proceedings to obtain products based on the mining industry wastes with coagulating properties are exposed.

The evaluation of the coagulating properties of such products was carried out in the Filtering Plant of Havana del Este, through the jar test, using as reference the commonly used Aluminum Sulfate, where satisfactory results were obtained with similar doses to those used for the reference coagulator.

### INTRODUCCIÓN

A la mayoría de nosotros nos parece natural tener acceso al agua potable. La usamos para todo, la dejamos correr, siempre estuvo ahí y siempre estará, como el aire que respiramos y también así de imprescindible. Sin embargo hoy 1.500 millones de personas en el mundo no pueden gozar de este mismo privilegio y es la ONU quien afirma que para el año 2025 la demanda de agua potable será el 56% más que el suministro. (1)



Esta problemática que se nos presenta en la actualidad es un tema que cada día ocupa más la atención de científicos, técnicos, políticos y en general, de muchos de los habitantes del planeta.

La contaminación de las aguas, y unido a esto la carencia de sistemas eficaces de saneamiento, únicos medios capaces de proporcionar protección contra las enfermedades diarreicas, el cólera, el tifus y otras enfermedades transmitidas a través del agua son la causa de cuatro millones de muertes infantiles cada año en el mundo en desarrollo.(2 )

El agua para beber debe cumplir con una serie de requisitos de calidad física, química y biológica. Desde el punto de vista físico el agua debe ser traslúcida, con una turbiedad y color mínimo -según normas de las autoridades de Salud-, inodora e insípida. Para asegurar la salud de la población, al agua potable se le exige que no contenga microorganismos patógenos.

El objetivo para obtener un agua limpia y sana, potable, de un agua natural, es remover los sólidos suspendidos, aglomerar y decantar los coloides y desinfectarla de organismos patógenos.

Para lograr la potabilización del agua es preciso someter la misma a varios tratamientos elementales, que comprenden: la clarificación, desinfección y acondicionamiento químico y organoléptico. De este modo la clarificación incluye la coagulación-floculación, proceso mediante el cual las partículas presentes en el agua se aglomeran formando pequeñas masas que presentan un peso específico mayor que el del agua, de esta forma las partículas sedimentan y permiten que el agua alcance las características idóneas para el consumo humano.(3)(4).

En Cuba se utiliza como coagulante tradicional el Sulfato de Aluminio Hidratado con contenido promedio de 10 % de aluminio, producido en el país por la Empresa ELQUIM, a partir del ácido sulfúrico de producción nacional e Hidróxido de aluminio importado. El precio de venta de esta sal es 227.00 pesos, de ellos 163.00 en moneda libremente convertible.

En ocasiones, debido a la falta de divisa, se ha visto afectada la adquisición del hidróxido de aluminio. La producción actual de este material en el país, sólo satisface el 20 % de la demanda total, y es utilizada fundamentalmente en los acueductos de las grandes ciudades, continuando los sistemas de abastecimiento de agua de pequeñas comunidades de zonas rurales y periurbanas con déficit de este producto químico. (2)

Teniendo en cuenta lo antes planteado, el CIPIMM ha desarrollado dos procedimientos de obtención de coagulantes a partir de desechos de la industria minera, evaluados a escala de laboratorio y de banco en plantas potabilizadoras del país.

**Coagulante ALFeZ:** Para la obtención de este coagulante se aprovechan las fracciones finas - 1 mm incluyendo los polvos de ciclón de la plantas procesadoras de zeolitas las cuales constituyen excedentes y desechos del proceso.

**Coagulante ALFA:** Obtenido a partir del licor residual "WL" producido en el procesamiento de minerales lateríticos por la tecnología de lixiviación ácida a presión.(Moa)

## MATERIALES Y MÉTODOS

### Zeolita coagulante (ALFeZ)

Las pruebas en la preparación del producto coagulante-floculante consistían en mezclar la zeolita con soluciones de ácido sulfúrico de distintas concentraciones.

Después de impregnadas las zeolitas con  $H_2SO_4$  se medía la temperatura de la reacción y el pH, eran secadas durante 1 hora y después se procedía a desmenuzarlas.

Para su evaluación, parte del producto obtenido se ponía en contacto con agua con relación L/S de 20 durante 2 días midiéndose el pH y determinándose el contenido de Fe y  $Al_2O_3$  en el agua filtrada y en los sólidos lavados.

Otra parte se destinaba a la evaluación de las propiedades coagulantes del producto.

- a) Las propiedades de coagulación eran evaluadas por el método de pruebas de jarras (JAR TEST) en muestras de aguas con sólidos suspendidos. En todas las pruebas de coagulación y floculación se incluía una prueba con sulfato de aluminio producido en la planta Cloro-Sosa de Sagua como referencia.

### Coagulante Alfa:

Porciones de licor WL, cuya composición en g/L era:  $H_2SO_4$  libre =9.0;  $Al_2O_3$  = 10.0; Fe= 0.56; Cr =0.50; Ni =0.045; Mn =1.73; Mg =2.20 pH = 0.9, se calentaban a 55.0 – 60.0 °C, procediéndose después a la neutralización del mismo con un agente neutralizante alcalino térreo.

Después de estabilizada la neutralización a un pH dado se procedía a filtrar la pulpa neutralizada y al lavado del sólido.

Los sólidos húmedos eran lixiviados con agua y ácido sulfúrico concentrado.

Los licores ácidos obtenidos producto de la lixiviación eran utilizados en las pruebas de coagulación para la separación de sólidos en el tratamiento de aguas superficiales.

## RESULTADOS Y DISCUSIÓN

### Pruebas de preparación del coagulante ALFeZ

Como se puede observar de acuerdo a los difractogramas realizados (Fig.1 y 2) se logra modificar la estructura de la zeolita, evidenciado además por la disolución parcial del hierro y del aluminio según resultados mostrados en la Tabla 1.

Tabla. 1: Tratamiento de zeolita con  $H_2SO_4$

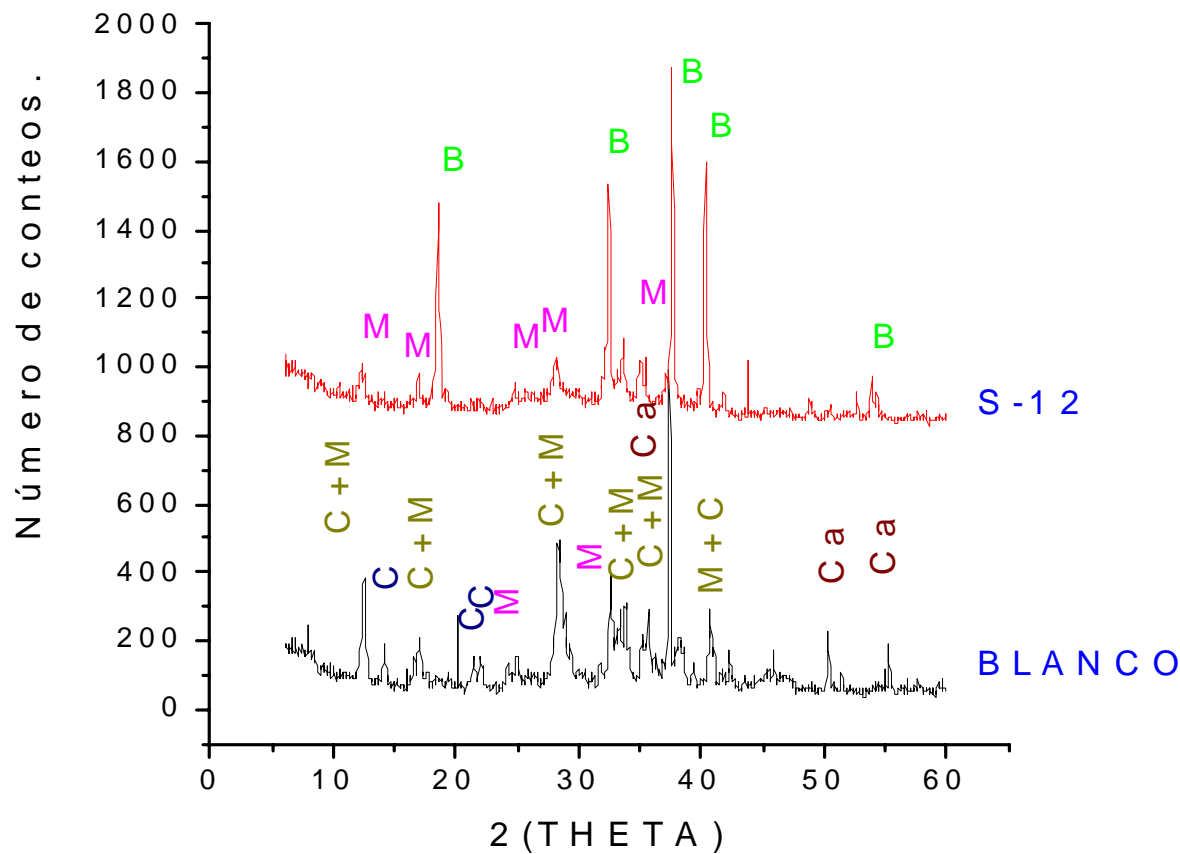
Prueba	Tiempo de contacto (horas)						Sólido (%)		Líquido (g/L)	
	0		24		48		Fe	$Al_2O_3$	Fe	$Al_2O_3$
	p.H	T	pH	T	pH	T				
1	2.9	47	4.4	24	4.4	24	1.33	8.24	-	-
S-12	1.5	54	1.9	24	1.8	25	1.20	5.12	0.21	1.24
S-14	1.0	72	1.3	24	1.2	24	0.55	5.12	0.40	1.47
4	8.7	23	9.0	24	9.2	25	1.48	8.37	-	-

En el difractograma de la muestra S12 tratada con una concentración moderada de ácido sulfúrico, se observa que la fase zeolítica Clinoptilolita está ausente, por lo tanto fue vulnerable al tratamiento ácido; apreciándose sólo los máximos del mineral mordenítico. Lo anterior indica en este caso que la mordenita es estructuralmente más resistente a dicho ataque ácido. En la muestra se identifica la fase



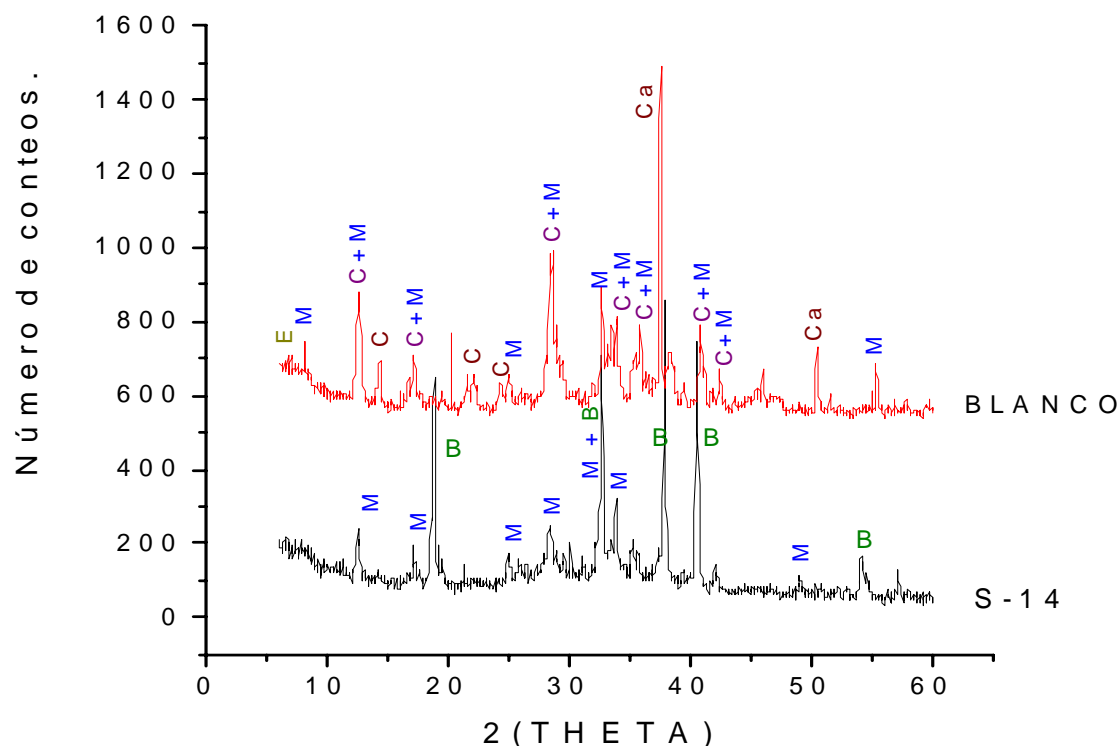
sulfato de calcio hemidratado ( $\text{CaSO}_4 \cdot 0.5\text{H}_2\text{O}$ ) denominado basanita formada a expensas de los iones  $\text{Ca}^{++}$  (intercambiables de la clinoptilolita-heulandita) y de la descomposición de la calcita respectivamente. Por último se detecta la formación incipiente de una fase amorfa.

### DIFRACTOGRAMA DEL TRATAMIENTO DE LA MUESTRA S-12



En el difractograma de la muestra S-14 la cual fue tratada con una concentración mayor de ácido la fase amorfa es mayor y se observa el predominio del sulfato de calcio hemihidratado de muy buena calidad y mordenita.

### DIFRACTOGRAMA DEL TRATAMIENTO DE LA MUESTRA S-14



En la Tabla 2 se muestran los resultados obtenidos de las pruebas realizadas en el CIPIMM en un equipo floculador de 6 jarras, donde se puede observar que con dosis 1.5 mayores del producto elaborado que equivale a 9.37 ppm se logran los mismos resultados que con dosis igual a 6.25 ppm del producto comercial Sulfato de Aluminio tomado como referencia. Esto se debe a que la zeolita empleada contiene alrededor de un 8 % como  $Al_2O_3$  y no todo se solubiliza durante el tratamiento.

Existen antecedentes en la utilización de la zeolita natural como agente floculante (ayudante de la coagulación) que permite un ahorro del sulfato de aluminio empleado. La ventaja del ALFeZ radica en la sustitución total del sulfato de aluminio.



**TABLA 2: PRUEBAS DE JARRA**

No de Jarra	Muestra	Conc. del Coagulante %	Dosis (ppm)	Formación del flóculo		Sedimentación			
				Rapidez	Tamaño	Tiempo (min)	Calidad del agua.		
							pH	IW	Observaciones
1	Blanco						7.55		Agua muy turbia (S.S=130ppm.S.T=600p.pm)
2	Al <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	0.5	6.25	+++	+++	20	7.38	8	Agua clara transparente
3	S-12	0.5	6.25	++	++	20	7.48	5	Agua ligeramente turbia.
4	S-12 (Na)	0.5	6.25	+++	+++	20	7.51	5	Agua ligeramente turbia
5	S-14	0.5	6.25	+++	+++	20	7.53	5	Agua ligeramente turbia
6	S-14 (Na)	0.5	6.25	++	++	20	7.57	5	Agua ligeramente turbia

No de Jarra	Muestra	Conc. del coagulante %	Dosis (ppm)	Formación del flóculo		Sedimentación			
				Rapidez	Tamaño	Tiempo (min)	Calidad del agua.		
							P H	IW	Observaciones
1	Blanco								Agua muy turbia (S.S=130ppm.S.T=600p.pm)
2	Al <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	0.5	6.25	+++	+++	20	7.38	8	Agua clara transparente
3	S-12	0.75	9.37	+++	+++	20	7.45	8	Agua clara transparente.
4	S-12 (Na)	0.75	9.37	+++	+++	20	7.50	8	Agua clara transparente.
5	S-14	0.75	9.37	+++	+++	20	7.51	8	Agua clara transparente
6	S-14 (Na)	0.75	9.37	+++	+++	20	7.55	8	Agua clara transparente



## Pruebas de obtención del coagulante Alfa

La Tabla No 3 muestra los resultados de las pruebas realizadas donde se logra en las condiciones dadas precipitar como promedio el 92% del aluminio.

Tabla 3. NEUTRALIZACION DEL LICOR W.L.

	Licor inicial (L)	T° C	Suspensión de Agente neutralizante (g)	p.H	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ppdo. (g)
1	1.50	55.-60	66.5	5.1	6.11
2	1.50	55.-60	78.0	5.5	6.24
3	1.50	55-60	80.0	5.5	6.40
4	1.40	55-60	66.0	5.0	6.06
Prom.	1.48		72.3		6.20

## Tratamiento del precipitado obtenido con H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>

Con el tratamiento se obtienen altos índices de disolución del hidróxido de aluminio >94%, sin embargo los del hierro y del cromo no exceden del 53 – 68% respectivamente.

Los licores filtrados de las pulpas tratadas contenían un promedio de: (g/L)

Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> = 29.05, Fe = 0.75, Cr = 0.8, Mn = 0.001, pH = 2.4

## Pruebas de Jarras

En las Tablas No 4 y No 5 se reflejan los resultados obtenidos en las pruebas de jarras realizadas. Podemos observar que en ambas dosis utilizadas (5 y 3 mg/L) con el coagulante L-3 se obtiene la clarificación total del agua en menor tiempo (a los 10 y 13 minutos de iniciado el período de sedimentación establecido como 30 minutos) en comparación con el otro coagulante empleado y el mismo sulfato de aluminio tomado como patrón.

TABLA NO4: PRUEBA DE JARRA No 1

# DE JARRA		DOSIS mg/L	FLÓCULO	OBSERVACIONES CALIDAD DEL AGUA
1	Blanco	-	-	Turbia
2	Sulfato de aluminio	5.0	+++	Clara a los 30 minutos
3	L-1	5.0*	++	Clara a los 30 minutos
4	L-3	5.0*	++++	A los 10 minutos el agua ya estaba clarificada

TABLA NO 5: PRUEBA DE JARRA No 2

# DE JARRA		DOSIS mg/L	FLÓCULO	OBSERVACIONES CALIDAD DEL AGUA	pH
1	Blanco	-	-	Turbia	8.46
2	Sulfato de aluminio	3.0	+	A los 30 minutos el agua mantenía pequeños flóculos en suspensión	8.45
3	Sulfato de aluminio	5.0	+++	Clara a los 30 minutos	8.45
4	L-1	3.0*	++	Clara a los 30 minutos	8.45



5	L-3	3.0*	++++	A los 13 minutos el agua estaba totalmente clarificada	8.56
---	-----	------	------	--	------

\* Calculada en base al contenido de Al en los licores.

De los coagulantes evaluados mediante las pruebas de jarras realizadas en el CIPIMM se seleccionaron el coagulante ALFeZ S-12 Y el coagulante ALFA L-3 para ser evaluados en el Laboratorio de la Planta de Filtro perteneciente a Aguas del Este ubicada en Campo Florido con la participación de los especialistas de dicha Planta.

Los parámetros principales evaluados para determinar la calidad del agua antes y después del proceso de coagulación-floculación fueron el índice de Wilcomb, la turbidez, el pH y el color aparente, establecidos como norma para el control de la calidad en dicha Planta, utilizando como patrón de referencia el coagulante sulfato de aluminio comúnmente empleado.

Los resultados obtenidos se muestran a continuación

# DE VASO	DOSIS COAGULANTE (ppm)	NOTA DE FLOCULACIÓN	ANÁLISIS PREVIO DEL AGUA EMPLEADA			ANÁLISIS DEL AGUA DECANTADA		
			COLOR	TURBIEDAD	pH	COLOR	TURBIEDAD	pH
1	BLANCO		60 - 70	29	7.9			
2	ALÚMINA (10 mg/L)	6				5	1.5	7.4
3	S-12 (30 mg/L)	2				5 - 10	2.8	7.6
4	S-12 (40 mg/L)	4 - 6				5	1.4	7.6
5	L-3* (20 mg/L)	8				< 5	0.4	7.5
6	L-3* (30 mg/L)	8				< 5	0.7	7.5

\* De estas 2 pruebas se tomó una muestra del agua tratada para analizar el contenido de metales en el Laboratorio Analítico de nuestro Centro, obteniendo los siguientes resultados:

MUESTRA	CONTENIDO DE METALES (g/L)				
	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe	Mn	Cr	SO <sub>4</sub> <sup>-2</sup>
A-5	1.9 * 10 <sup>-5</sup>	6.0 * 10 <sup>-5</sup>	-	-	0.31
L-3	4.5 * 10 <sup>-5</sup>	6.0 * 10 <sup>-5</sup>	5.0 * 10 <sup>-6</sup>	5.0 * 10 <sup>-5</sup>	-

Como puede apreciarse las concentraciones de los metales presentes en el agua tratada están muy por debajo de lo que se establece en la norma para agua potable, por lo que podemos inferir que los coagulantes en las dosis probadas no aportan metales en concentraciones perjudiciales para la salud.

## CONCLUSIONES

1. Se desarrolló un procedimiento para la obtención de un producto base zeolita con propiedades coagulantes utilizable en la potabilización del agua.
2. Se elaboró un procedimiento para la obtención de un compuesto con propiedades coagulantes a partir del licor de desecho (WL) de la empresa "Pedro Soto Alba" Moa".



3. Se evaluaron las propiedades coagulantes de ambos compuestos obtenidos en el tratamiento de aguas para su potabilización mediante las pruebas de jarras (JAR TESTS) con resultados satisfactorios, iguales a los obtenidos con el sulfato de aluminio en dosis equivalentes similares.

### **RECOMENDACIONES.**

Se recomienda evaluar los productos obtenidos a mayor escala en las potabilizadoras en tiempos que permita la obtención de datos necesarios para la elaboración de un estudio técnico económico.

### **BIBLIOGRAFÍA**

SITIO WEB: Ecoportal.net Tema Especial: Agua. Consultado el 2/10 /06

Sito WEB: Revista Bet SIME Tecnología "Una solución factible para la clarificación de aguas para consumo humano". Lic. Rosario Muñoz Martínez, y col.

Arboleda, V.T.: "Teoría y diseño y control de los procesos de clarificación del agua", CEPIS, 1981.

Degremont: "Manual Técnico del agua", 1973.



## **PRESENCIA DE ACTIVIDAD PUZOLÁNICA EN DESECHOS DE LAS PRODUCCIONES DE CERÁMICA ROJA**

**Marta M. Sosa<sup>(1)</sup>; Lidia Pérez; Roxana Alfonso**

*(1) Centro de Técnico para el desarrollo de los Materiales de Construcción*

### **RESUMEN**

Las puzolanas son definidas como materiales silico-aluminosos, las utilizan en la producción de materiales alternativos con cal en muchos países, lo cual constituye el aglomerante conocido desde la antigüedad como cemento romano.

Dada su característica de aumentar las resistencias mecánicas y mejorar su resistencia al intemperismo, su uso se ha vinculado a las novedosas tecnologías para obtener hormigones de altas prestaciones, constituyendo lo que se conoce como aditivo mineral activo.

Uno de las principales fuentes de adiciones activas para hormigones, lo constituyen los residuales de la quema de carbones en la generación de electricidad y las arcillas activadas por medios térmicos; la literatura refiere que la arcilla roja después de cocida puede constituir un material con actividad puzolánica que puede ser utilizable como adiciones en la producción de hormigones o en la propia industria cerámica

El presente trabajo tiene como objetivo demostrar la capacidad puzolánica de los ladrillos fabricados en el establecimiento Jesús Raúl Díaz Sosa Combinado Managua los que al ser evaluados clasifican como no conformes y se consideran rechazos, dando la factibilidad técnica de procesar los rechazos que se materializan hoy día en las producciones de cerámica y producir este aditivo.

### **ABSTRACT**

#### **PRESENCE OF PUZOLANIC ACTIVITY IN WASTES FROM RED CLAY PRODUCTIONS.**

Puzolanes are defined as silica-aluminous materials, used to produce alternative materials with lime in many countries, constituting the agglomerating material known since ancient times as roman cement.

Due to its characteristic to increase the mechanical resistance and improve its resistance to weathering, its use has been linked to the newest technologies to obtain high behavior cements, being what is known as active mineral additive.

One of the main sources of active additives for cements, which constitute the residuals from carbon burning used to generate electricity and the clays activated through thermal methods. Literature refers that red clay after cooked can constitute a material with puzolan activity that can be used as additive in the production of cements or in the clay industry itself.

The present work is aimed at demonstrate the puzolan capacity of bricks made in the "Jesús Raúl Díaz Sosa" Enterprise, Combinado Managua, which when evaluated, classify as no according to and are considered rejections, giving the technical feasibility to process these rejections and use them in ceramic productions and produce this additive.

### **INTRODUCCIÓN:**

Las puzolanas son definidas como materiales silico-aluminosos que no tienen propiedades cementicias por si solas, mas sin embargo al reaccionar con la cal forman silicatos cálcicos hidratados del tipo de las tobermorita que es la responsable del desarrollo de las resistencias mecánicas en los cementos y hormigones.

Muchos países las utilizan en la producción de materiales alternativos con cal, lo cual constituye el aglomerante conocido desde la antigüedad como cemento romano pero dada su característica de aumentar las resistencias mecánicas y mejorar su resistencia al intemperismo, su uso se ha vinculado a las novedosas tecnologías para obtener hormigones de altas prestaciones, constituyendo lo que se conoce como aditivo mineral activo.

Uno de las principales fuentes de adiciones activas para hormigones, lo constituyen los residuales de la quema de carbones en la generación de electricidad y las arcillas activadas por medios térmicos, como es el caso del metacaolín, que al cambiar su contenido de agua molecular por el efecto del calor, se reordena estructuralmente, siendo capaz de reaccionar con los iones calcio proveniente de la portlandita formada durante el proceso de hidratación del cemento.

La literatura refiere que la arcilla cocida puede constituir un material con actividad puzolánica que puede ser utilizable como adiciones en la producción de hormigones o en la propia industria cerámica. Este producto es factible obtener al procesar los rechazos que se materializan hoy día.

Dada la importancia del tema el presente trabajo tiene como objetivo demostrar la capacidad puzolánica de los ladrillos fabricados en el establecimiento Jesús Raúl Díaz Sosa Combinado Managua los que al ser evaluados clasifican como no conformes y se consideran rechazos.

## **MÉTODO DE INVESTIGACIÓN.**

Para realizar la investigación se tomaron muestras representativas de ladrillos para determinar parámetros físicos mecánicos fundamentales y ser caracterizados químicamente, verificando el contenido de óxidos activos ( $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$  y  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ) de acuerdo a lo establecido en la norma ASTM C 618.

Las muestras se tomaron a:

- ❖ Ladrillos recién producidos (Muestra A)
- ❖ Ladrillos almacenados (Muestra B)

Estas muestras fueron pulverizadas hasta obtener granulometría de 0 a 0,074mm y se determinó por ensayo láser su composición granulométrica.

Posteriormente se realizó un estudio de la reacción cal-residuo de ladrillo a temperatura constante mediante la medición de la concentración de  $\text{Ca}^{+2}$ , en el tiempo determinada por la variación de la conductividad eléctrica; para lo cual previamente se realiza la curva de calibración de la concentración de  $\text{Ca}^{+2}$  contra la concentración. Con este elemento se determina el índice de actividad puzolánica como la relación entre la concentración final de  $\text{Ca}^{+2}$  referida a la concentración inicial expresada en por ciento.

Con los resultados que se obtuvieron se evalúa la velocidad con que ocurre la reacción analizando comparativamente si su comportamiento es similar al de las puzolanas naturales y si la expresión resultante define una expresión logarítmica con un ajuste adecuado

## **CARACTERIZACIÓN DE LOS MATERIALES.**

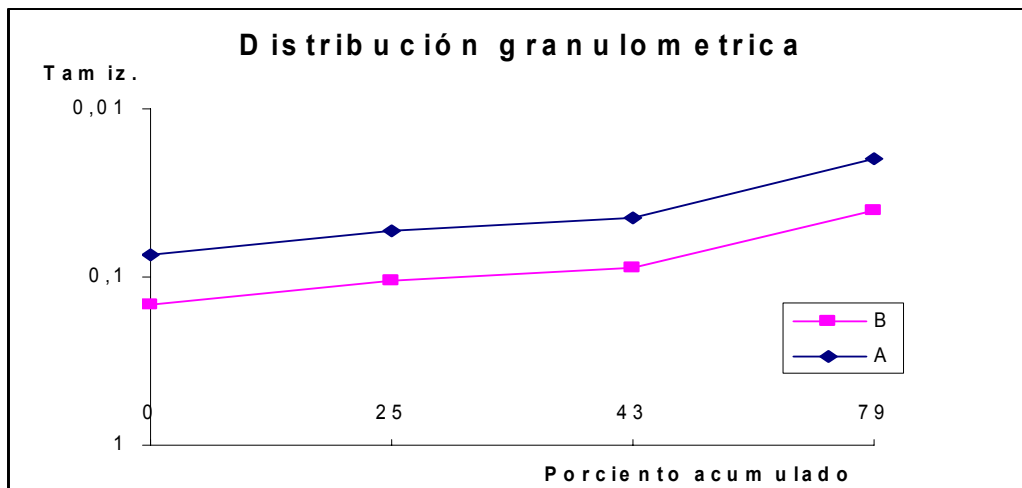
Los defectos que se detectan en productos de arcilla cocida pocas veces dependen de una sola causa, generalmente en ellos influyen irregularidades y/o violaciones que se verifican en cualquiera de las etapas del proceso tecnológico que se lleve a cabo para su elaboración o durante su puesta en obra

En el caso estudio los residuos de ladrillos se fabricaron a partir de arcilla Rincón y margas Managua empleando una dosificación 30:70 y el resultado de la caracterización química efectuada a estas arcillas arrojó lo siguiente

Composición química, %	Arcilla Rincón	Marga Managua
CaO	1.61	46.29
SiO <sub>2</sub>	54.59	8.31
MgO	1.74	0.58
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	17.35	3.96
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	11.11	1.14
SO <sub>3</sub>	0.018	0.010
Na <sub>2</sub> O	0.14	0.20
K <sub>2</sub> O	0.50	0.25
CaCO <sub>3</sub>	-	81.62
PPI	12.94	39.26

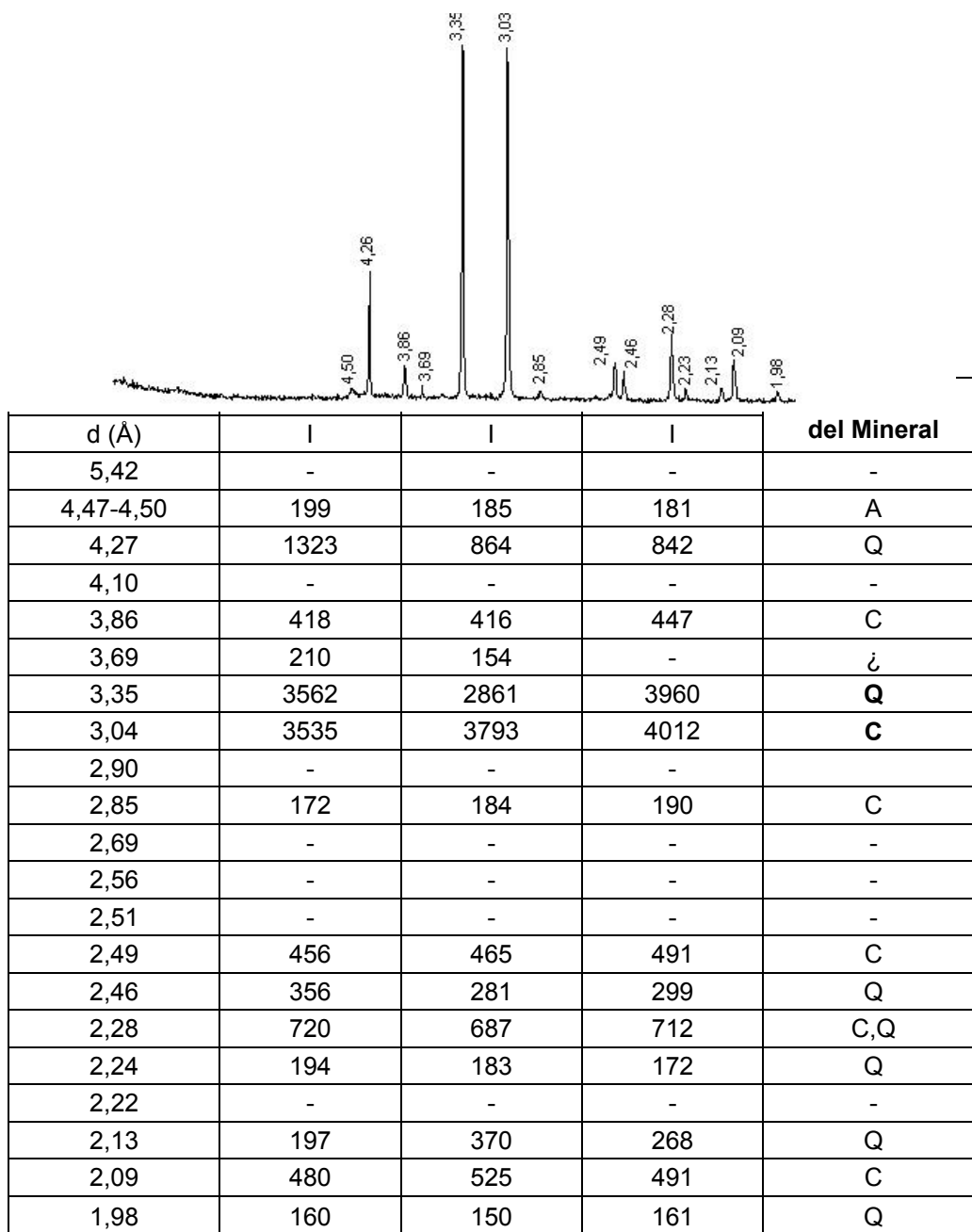
Los ladrillos fueron pulverizados hasta menos de 0,074 mm, el resultado del análisis granulométrico y su distribución se presentan en las siguiente tabla y figura.

Tamiz	Retenido	Acumulado	Retenido	Acumulado
0,074	0	0	0	0
0,053	28	28	25	25
0,044	15	43	18	43
0,02	31	74	36	79



Los residuos de ladrillos después de pulverizados hasta menos de 0,074 mm se les realizó un análisis de rayos X observando las principales fases que componen la arcilla cocida.



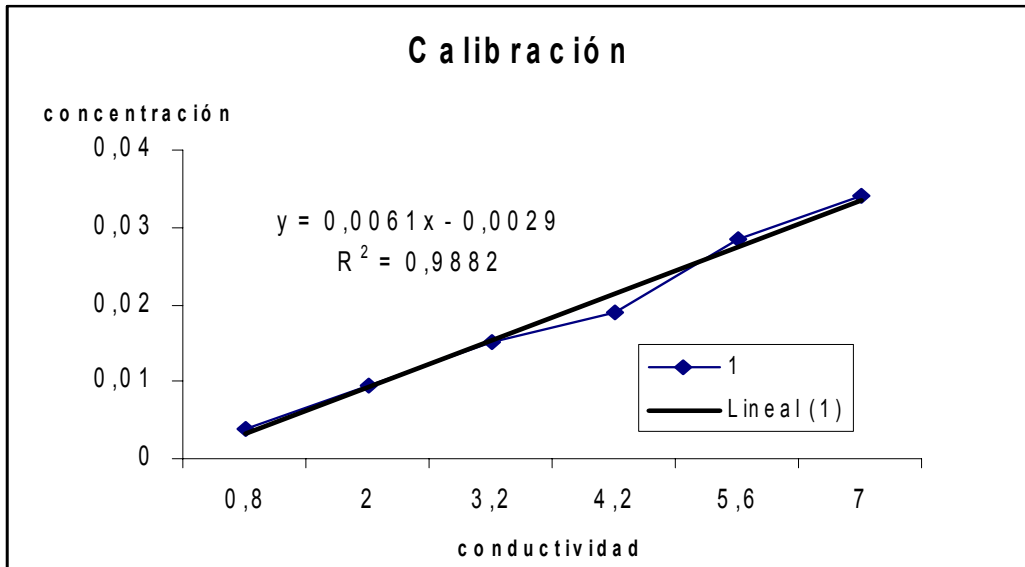


Leyenda: cuarzo (Q), calcita (C) y restos de la arcilla (A)

Se pudo determinar que los ladrillos tienen espectros de difracción de rayos X con reflexiones muy fuertes de cuarzo (Q), aspecto muy típico de los materiales de cerámica roja, pero también mucha calcita (C) y reflexiones residuales de las arcillas. (A)

## PROCESAMIENTO DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS.

Para estudiar la reacción se aplicó el método conductimétrico. Para ello se elaboró una curva de calibración lo cual arrojó un comportamiento lineal con una buena correlación entre la conductividad y la concentración de  $\text{Ca}^{+2}$  expresada por el coeficiente  $R^2$  igual 0,98, como se observa en la grafica,



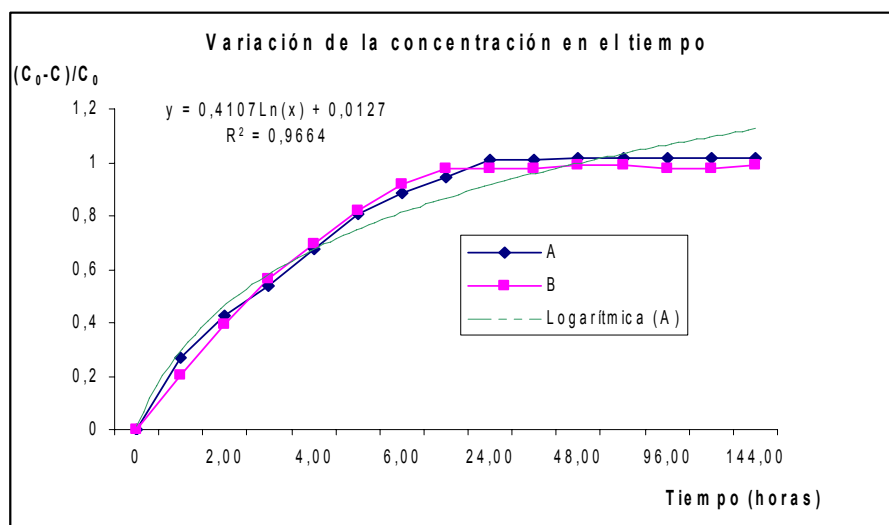
Posteriormente se realizó el estudio de reacción midiendo la conductividad desde 0 hasta 144 horas y mediante la curva de calibración se calculó la concentración de  $\text{Ca}^{+}$ . Los resultados de las mediciones de la conductividad obtenidas en las muestras estudiadas se muestran en la Tabla

Resultados de la Conductividad de las muestras en el tiempo

	Conductividad en $\Omega^{-1}$														
Tiempos h	1	2	3	4	5	6	7	24	30	48	72	96	120	144	
Muestra A	5,46	4,12	3,33	2,79	2,11	1,44	1,06	0,74	0,44	0,44	0,38	0,38	0,38	0,38	
Muestra B	5,46	4,44	3,49	2,66	1,99	1,38	0,89	0,59	0,58	0,58	0,54	0,54	0,60	0,58	

Se evalúa el coeficiente cinético  $\alpha$ , el cual expresa la variación de la concentración en el tiempo referida a la concentración inicial.

$$\alpha = \frac{C_0 - C}{C_0}$$



Como se observa la reacción tiene un comportamiento logarítmico tal similar al que se refiere en la bibliografía para las puzolanas de origen natural, comportamiento que sugiere un crecimiento de las resistencias mecánicas en los hormigones con esta adición. La ecuación que caracteriza esta reacción es:

$$y = 0,4107\ln(x) + 0,0127 \text{ y el coeficiente de correlación es } R^2 = 0,9664.$$

Algunos autores sugieren expresar la actividad puzolánica como un índice de la variación de la concentración expresada en %, o en el caso de ensayos mecánicos como el porcentaje de incremento de las resistencias referidas a un patrón. En nuestro caso se determinó a partir de los resultados de las concentraciones, llegando a los siguientes índices:

Muestras	A	B
$I_{rp}$ (%)	6.96	9.89

## CONCLUSIONES

1. Las muestras de residuales de ladrillos presentan actividad puzolánica.
2. Se demuestra que la reacción ocurre en las primeras 7 horas con gran velocidad y posteriormente con mayor lentitud
3. El comportamiento de la reacción es logarítmico, semejante a los modelos que refiere la literatura para los diferentes tipos de puzolanas, siguiendo una expresión logarítmica con un ajuste adecuado.
4. Los residuales de la cerámica roja pueden evaluarse como adiciones puzolánicas, pero lo cual se recomienda realizar estudios de los comportamientos mecánicos en hormigones con diferentes adiciones.

## BIBLIOGRAFÍA

Estudio cinético de las reacciones en cemento. Simón F/ A. Rabilero. 1977  
Las puzolanas. Rabilero Antonio 1988

## IMPLEMENTACIÓN DE PRODUCCIONES MÁS LIMPIAS EN LA EMPRESA SALINERA DE GUANTÁNAMO

**Mirtha López Varga<sup>(1)</sup>, Marcela Figueredo Frías<sup>(1)</sup>, Blasa C. Delgado<sup>(1)</sup>, Antonio Vera Blanco<sup>(2)</sup>, Miguel Anaya Alfonso<sup>(1)</sup>, Idalberto García Fernández<sup>(1)</sup>, Víctor Ramírez Rodríguez<sup>(1)</sup>**

(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica. Carretera Varona #12028 Km 1½, Capdevila, Boyeros, Ciudad de La Habana, Cuba. E-mail: [cipimm@ip.minbas.cu](mailto:cipimm@ip.minbas.cu)

(2) Instituto de Geofísica y Astronomía. Agencia Medio Ambiente CITMA. Calle 212 No. 2906 e/29 y 31, Rpto. La Coronela, La Lisa, Ciudad de La Habana, Cuba. E-mail: [iga@iga.cu](mailto:iga@iga.cu)

### RESUMEN

Insertar de forma integral el concepto de P+L en nuestras Empresas Mineras, constituye uno de los objetivos primordiales del MINBAS de acuerdo con el **Programa de las Naciones Unidas para el Medio Ambiente (PNUMA), donde se lanzó el concepto de Producción Más Limpia (P + L) por primera vez.**

Hablar en la actualidad de P+L es referirse a una estrategia ambiental preventiva e integrada que es aplicada a un ciclo de producción permitiendo:

- Incrementar la productividad para un uso más eficiente de las materias primas, agua y energía.
- Promover un mejor funcionamiento ambiental a través de la reducción de fuentes de residuos y emisiones.
- Reduce el impacto ambiental de productos a través de su ciclo de vida por el diseño de productos amigables con el medio ambiente.

Las salinas de Guantánamo, ubicadas en el municipio de Caimanera, aportan el 70% de la producción nacional de sal, en ellas se producen 160000 ton anuales de sal. Esta industria constituye desde el punto de vista socioeconómico la mayor fuente de empleos del municipio aportando significativos ingresos.

El objetivo del trabajo es el estudio, evaluación y selección de las opciones de minimización de residuos para la introducción de producciones más limpias en la Empresa Salinera de Guantánamo. Se demuestra que es posible la implementación de las opciones seleccionadas con los recursos disponibles en la empresa.

Entre los principales resultados podemos decir que en la Empresa se logró promover la introducción de las prácticas de producción más limpia, orientando su gestión hacia el uso sostenible de los recursos naturales, materias primas y energía; introducir tecnología de punta en el proceso de secado de la sal reduciendo el índice de consumo de diesel y la introducción de buenas prácticas de producción lo cual ha constituido un impacto positivo y novedoso en nuestras salinas.

### ABSTRACT

To insert in an integral way the concept of P+L in our Mining Enterprises, constitutes one of the main objectives of MINBAS, according to the **United Nations Program for the Environment , where the concept of Cleaner Production (P+L) was expressed for the first time.**

To talk of P+L nowadays, is to refer to an environmental preventive and integrated strategy applied to a production cycle which permits to:

- Increase productivity for a more efficient use of the raw materials, water and energy.
- Promote a better environmental work through the reduction of residues and emissions .
- Reduce the environmental impact of products through their life cycle through the design of friend environmental products.

Guantánamo's salt plants, located in the Caimanera municipality, give the 70% of the national salt production, with 160000 ton of salt per year. This industry constitutes, from the socio-economic point of view, the highest source of jobs in the municipality, reporting significant profits.

The objective of this work is to study, evaluate and select the options to minimize the residues to introduce cleaner productions in Guantánamo's Salt Enterprise. This work shows that it is possible to implement the selected options with the present resources of the Enterprise.

Among the main results we can say that the Enterprise achieved to promote the introduction of cleaner production practices, aiming its management to the sustainable use of natural resources, raw materials and

energy; to introduce advanced technology in the drying process of salt so reducing the diesel consumption and to introduce good production practices, all of which has had a positive impact in our salt plants.

## INTRODUCCIÓN

Las salinas de Guantánamo, ubicadas en el municipio de Caimanera, aportan el 70% de la producción nacional de sal, en ellas se producen 160000 ton anuales de sal. Esta industria constituye desde el punto de vista socioeconómico la mayor fuente de empleos del municipio aportando significativos ingresos.

En las actuales condiciones económicas que atraviesa el país y en particular, el MINBAS, donde se ha restringido el Plan de Inversiones, y dada la necesidad de que todas las empresas del ministerio alcancen estadios superiores en el desarrollo de las actividades de Gestión Ambiental, resulta imprescindible cambiar el enfoque de que la mejoría del desempeño ambiental de las empresas sólo puede lograrse mediante inversiones y soluciones al final de los procesos y actividades **“TECNOLOGIAS AL FINAL DEL TUBO”**, que incluso económicamente son más desventajosas, sino que de manera consciente demos el paso hacia el campo de la **“PRODUCCION MAS LIMPIA”**, implementando las técnicas de **MINIMIZACION DE RESIDUOS** antes de ser generados, como vía fundamental para el control y reducción del impacto ambiental de la producción de bienes y servicios. Para el logro de la sensibilización y concientización del concepto de P+L en las empresas nada mejor que el desarrollo de esta temática en la Empresa Salinera Guantánamo, para su posterior aplicación en el resto de las Empresas de la sal y así convertir nuestro objetivo en un objetivo común de toda la Unión Geominera, potenciando este concepto para alcanzar metas superiores de desempeño ambiental y económico.

El objetivo fundamental de esta etapa estuvo encaminado al análisis de viabilidad de cada una de las opciones de minimización seleccionadas en la etapa anterior, para lo cual fue necesario recopilar toda la información (datos técnicos, económicos, ambientales y procedimientos). Además en el estudio se definen las soluciones teóricas de los problemas detectados y la posibilidad de llevar a cabo cada opción de acuerdo a la situación actual de la Empresa.

## SITUACIÓN MEDIO AMBIENTAL ACTUAL DE LA EMPRESA SALINERA DE GUANTÁNAMO

En sentido general el medio ambiente está sensiblemente antropizado, debido a la acción desmedida del hombre en el proceso de adaptación de la zona a las condiciones de la salina, donde los vertimientos de residuales, principalmente en el río Guaso han provocado el deterioro de la calidad de las aguas de la Bahía de Guantánamo, unido a la alta salinidad de los suelos, la elevada deforestación de la zona y las alteraciones del drenaje superficial.

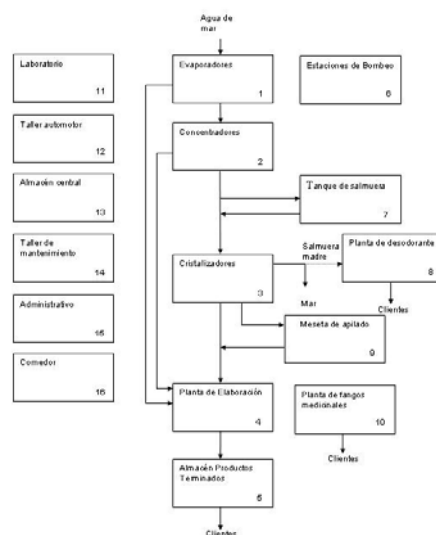
De acuerdo a las características del proceso tecnológico, se generan residuales líquidos, sólidos y polvos en las diferentes áreas de la instalación pudiendo definirse por etapas que:

- En las salinas Cerro Guayabo y Frank País se generan salmueras residuales ( $27^0\text{Be}$ ), y residuales albañales.
- En la planta de elaboración de sal se generan polvos en las zonas del horno de secado, en los molinos, en el área de aditivación y en el envasado del producto final; salmueras residuales de baja densidad del proceso de lavado y del canal de desagüe de las centrífugas; los polvos extraídos de los gases del secado.
- En el almacén de productos terminados se disponen temporalmente las producciones no conformes, las cuales según procedimientos establecidos se analizan para su uso posterior.
- En las áreas de los talleres automotor y mantenimiento se generan residuales industriales, albañales, limallas y otros desechos sólidos metálicos.
- En las oficinas administrativas, comedor, almacén central y el laboratorio se generan residuales industriales, domésticos y albañales.

## METODOLOGÍA.

La metodología empleada fue la propuesta en el Manual de P+L del MINBAS, realizando una evaluación técnica, económica y ambiental de las opciones seleccionadas, con vistas a decidir cual de ellas se va a implantar. En la evaluación técnica se analiza la factibilidad de la opción definiendo si se puede llevar a cabo con los medios tecnológicos disponibles, en la económica se analizan los índices convencionales para medir rentabilidad de ser necesario y en la evaluación ambiental se revisan los efectos positivos y negativos que se producen al implantar la opción seleccionada. El esquema general del proceso de la Empresa Salinera de Guantánamo y los diagramas de flujo de cada etapa se muestran en la figura 1.

**Figura 1**  
**Esquema del proceso de la Empresa Salinera Guantánamo**



## RESULTADOS

### Descripción y desarrollo de las opciones de minimización.

El estudio minucioso del proceso de producción de sal en la planta de beneficio, teniendo en cuenta todas las entradas y salidas de cada una de las etapas, permitió identificar los problemas medioambientales existentes y se pasó a la búsqueda de opciones que permitieran minimizar aquellos residuos generados en mayor cantidad dentro del proceso. En la planta de elaboración, se localizaron varias oportunidades de acción debido a la gran cantidad de operaciones con consumos de agua y energía, productos acabados y subproductos generados. Particularmente son importantes la variedad de materiales de entrada, aguas de enfriamiento, aguas de mar o salmueras, productos químicos como aditivos y procesos de recirculación.

En la reunión de "Tormenta de ideas" se generaron 15 opciones de minimización de residuos. Del análisis detallado de la información recolectada mediante el inventario global del proceso fueron seleccionadas 9 opciones como interesantes y factibles para su estudio y evaluación:

1. Trazado de nuevas redes de distribución de agua.
2. Reducción del consumo eléctrico por bombeo.
3. Mediante procedimiento, evitar el sobrellenado de la tolva de recepción de la sal.
4. Reducción de pérdidas en el lavado de la sal.
5. Recogida de sales no disueltas en el canal de la centrífuga, antes del lavado.
6. Introducir mejoras en los lazos de control del horno de secado.



7. Eliminar la práctica de diluir las sales captadas por el ciclón.
8. Hermetizar los molinos y las zarandas.
9. Mediante procedimiento aplicado en el proceso de aditivos, garantizar la no ocurrencia de inconformidades por inadecuada dosificación de KF.

### **Trazado de nuevas redes de distribución de agua**

Con la reparación que recientemente se llevó a cabo en la planta de beneficio se sustituyeron las tuberías de agua industrial, potable y de trasiego de salmueras del proceso. La sustitución de las tuberías era de vital importancia por el alto grado de corrosión en que se encontraban, lo cual afectaba la calidad de las aguas en el proceso y la existencia de salideros que disminuían la cantidad de este recurso en la planta, así como un gasto adicional de energía por las reiteradas veces que se bombeaba durante el día. Esta opción está implementada en la planta y las pérdidas por este concepto han sido eliminadas.

### **Reducción del consumo eléctrico por bombeo**

Esta opción se encuentra en ejecución actualmente en la empresa y los resultados esperados del estudio son la adquisición de un programa para controlar el consumo eléctrico de los motores en cada estación, condiciones de operación de las bombas y evaluar el sobredimensionamiento de los motores. Además se pueden realizar operaciones en la salina para la recirculación de salmueras madres de manera que se logre disminuir el costo de bombeo,

### **Mediante procedimiento, evitar el sobrellenado de la tolva de recepción de la sal**

En esta operación para evitar el sobrellenado de la tolva de recepción de la sal se debe aumentar su capacidad colocando unas planchas alrededor de la alimentación, de manera que se elimina el derrame de sal cuando descargan los camiones. No se requiere de muchos recursos y se puede implementar por el personal de la planta.

### **Reducción de pérdidas en el lavado de la sal**

El objetivo de esta operación es proporcionarle a la sal que se extrae del cristizador un beneficio donde se eliminen impurezas solubles, insolubles y mecánicas (calcio, Magnesio, arena, arcilla, maderas y pedazos de piedra, etc.), mediante el lavado de la sal con una salmuera con una densidad del 21 – 23 °Be a contracorriente y con una relación líquido- sólido que puede ir desde 0.8, 1 y hasta 1.5 de acuerdo a las características de las materia primas que se extraigan.

Las pérdidas en la operación de lavado de acuerdo a datos históricos ascendían hasta un 15 – 20 % de la sal que se sometía al beneficio, al optimizar los parámetros de:

- Relación líquido sólido.
- Determinación de la calidad de la materia prima (NaCl extraído).
- Caracterización de la salmuera de lavado (contenido de Mg, NaCl y densidad).
- Caracterización de la salmuera de retorno (o salmuera empleada para la extracción de las impurezas).
- Envío de la salmuera de retorno a las lagunas de sedimentación para eliminar los sólidos (arena, arcilla, etc).
- Provocar un efecto de salting out en la unión de las salmueras de retorno concentrada con salmuera diluida en la laguna de sedimentación, donde se extraen impurezas.
- Aprovechamiento de los componentes de la salmuera de retorno para la fabricación de hidróxido de magnesio con su posterior recirculación al proceso de lavado por la disminución de magnesio.

- Control tecnológico de la operación de lavado secundario mediante la realización del balance metalúrgico de la operación.

La pérdida de la sal por concepto del lavado secundario se ha disminuido a un 8 % de la sal que se extrae y se somete al lavado secundario.

Una de las medidas que se ponen en práctica actualmente para la disminución de las pérdidas en el lavado de la sal, es la implementación del lavado primario, centrifugado y apilado.

### **Recogida de sales no disueltas en el canal de la centrífuga, antes del lavado**

La recogida de sales no disueltas en la descarga de la centrífuga antes de la operación de lavado se puede realizar descargándolas a una caja de hormigón para luego ser recogidas y alimentarlas al elevador que descarga a una banda transportadora que alimenta al cilindro secador. Esta operación se puede realizar sin costos adicionales por el personal de la planta y su implementación puede ser realizada de manera inmediata.

### **Introducir mejoras en los lazos de control del horno de secado**

Con la reparación de la planta se introdujeron modificaciones tecnológicas en el horno de secado tales como:

- Sistema de control de temperaturas de los gases de entrada y salida, así como la temperatura de la sal.
- Se instaló un sistema de control de flujo de combustible instantáneo, así como el consumo acumulado a través de un flujómetro con un instrumento digital.
- Se logró introducir el **Sistema Automático para el control del secado**, a través de un sistema con autómata programable que controla, supervisa y regula el quemador en función del estado en que se encuentran las temperaturas.
- Se logró controlar todos estos parámetros tecnológicos, a través de una computadora y el Sistema **EROS** instalado.

Pero aún persisten deficiencias en el sistema instalado debido a que el sistema no está completamente automatizado y la temperatura se regula manualmente en función de la información que brinda el sistema y el operador del horno. No obstante se han logrado resultados de avance en el control del proceso de secado que han impactado positivamente :

- ✓ Ahorro de combustible diesel.
- ✓ Control riguroso de los parámetros de secado.
- ✓ Medición efectiva del consumo de diesel.
- ✓ Permite la realización de balances de masa y energía.
- ✓ Posibilidad futura de instalación de otros sensores, sin gastos excesivos.

### **Eliminar la práctica de diluir las sales captadas por el ciclón**

En esta operación es necesario caracterizar químicamente las sales captadas por el ciclón, debido a que con los gases de la combustión se arrastran contaminantes que salen con la sal y según los resultados se puede utilizar el producto para distintos fines.

#### **Hermetizar los molinos y las zarandas**

Aún cuando después de la reparación de la planta, esta ha sufrido un proceso de hermetización en casi toda su línea de flujo, persisten escapes de polvo debido muchas veces a indisciplina tecnológica (se destapa un sinfín y luego no se tapa, los molinos no están tapados a pesar de contar con sus tapas, etc.), y equipos que aún no han sido sellados tales como: zarandas, transportadores, molinos

etc., por lo que en estos puntos se genera gran cantidad de polvo. Esta opción se ha implementado parcialmente en la planta y su solución total depende en gran medida de la conciencia de los operadores por mantener la hermetización de los equipos así como el control de la disciplina tecnológica.

Mediante procedimiento aplicado en el proceso de aditivos, garantizar la no ocurrencia de inconformidades por inadecuada dosificación de KF.

Esta operación de dosificación se realiza en el conductor # 7 después de la descarga del cernidor # 2 en el producto final. En esta etapa a la sal se le adiciona flúor, yodo y anticompactante de manera que sale como un producto con la calidad requerida. Las no conformidades detectadas por alta o baja concentración de estos aditivos en la sal, que se han venido presentando en la planta, se han debido fundamentalmente a la falta de la existencia de una tolva en la alimentación y otra para regular el flujo de sal en esta etapa.

Estas no conformidades pueden ser eliminadas completando el sistema de mezclado, eliminando polvo en la sal y buscando clientes para este producto. Además obtener parámetros de polvo de un 10-12%, repercutiría en la aplicación de aditivos logrando las normas establecidas y favoreciendo la homogenización del aditivo con el producto final.

Para la implementación de estos trabajos no sería necesario parar la planta, ni modificar los procedimientos establecidos actualmente. Se requeriría la adquisición de tolvas, tamices y extractores de polvos.

## CONCLUSIONES

1. Se demuestra que es posible la implementación de las opciones seleccionadas con los recursos disponibles en la empresa.
2. Se logró promover la introducción de las prácticas de producción más limpia en la empresa orientando su gestión hacia el uso sostenible de los recursos naturales, materias primas y energía.
3. Se logró introducir tecnología de punta en el proceso de secado de la sal con el objetivo de reducir el índice de consumo de diesel, que aunque no se logra aún el deseado ya se observa la declinación de la curva ascendente que tenía este indicador.
4. La introducción de buenas prácticas de producción en la proceso de obtención de sal constituye un impacto positivo y novedoso en nuestras salinas.

## BIBLIOGRAFÍA

García. A. 1977. Tecnologías de la sal marina.

202004. Manual de P + L del MINBAS.

04. Informe de diagnóstico tecnológico ambiental de la empresa salinera de Guantánamo.

2004. NC 351, Sal de calidad alimentaria.



## BUENAS PRÁCTICAS DE PRODUCCIÓN MÁS LIMPIA EN UN POLIGRÁFICO

**Antonio Vera Blanco<sup>(1)</sup>, Pilar Pacheco<sup>(1)</sup>, Elier Pacheco<sup>(1)</sup>**

(1) Instituto de Geofísica y Astronomía, Calle 212 No 2906 e/ 29 y 31 Rpto. La Coronela, La Lisa, Ciudad de La Habana, Cuba. CP 11 600, E-mail: [avera@iga.cu](mailto:avera@iga.cu)

### RESUMEN

Se contribuyó al mejoramiento de la eficiencia de una laguna de oxidación, con la aplicación de Buenas Prácticas de Producción Más Limpia, acciones ejercidas en los procesos de la empresa poligráfica. Las cuales se enuncian en el informe después de identificarse los diferentes procesos generadores de residuales líquidos, caracterizarse el residual de cada proceso y describirse los elementos que los generan.

Con la introducción de las prácticas de producción más limpia en los procesos de la entidad, se mejora la compatibilidad de sus residuales con el tratamiento comunal de la laguna de oxidación existente, ya que estas se orientan a la disminución del volumen y carga de sus componentes, tales como: sustancias reductoras, sólidos sedimentados, grasas y aceites y recuperación de componentes valiosos. Aunque en pocos casos requiere de alguna inversión, solo por concepto de ahorro de insumos (reactivos y agua) puede ahorrarse unos 1100.00 pesos anuales. Las acciones pueden ser generalizadas a otras entidades poligráficas y en el caso, por ejemplo, de la precipitación de la plata puede extenderse a otros laboratorios de revelado de fotográfico e incluso de revelado de placas de RX.

El compromiso corporativo de mejoramiento y desempeño continuo de la Gestión Ambiental de la entidad se alcanza con la elaboración y ejecución de un programa de implantación de las acciones.

### ABSTRACT

It was contributed to the improvement of the efficiency of a lagoon of oxidation, with the application of Good Practices of Cleaner Production, work exercised in the processes of the impression factory. Which are enunciated in the report after being identified the different generating processes of residual liquids, to be characterized the residual of each process and to be described the elements that generate them.

With the introduction of the practices of cleaner production in the processes of the entity, he/she improves the compatibility of their residual ones with the communal treatment of the lagoon of existent oxidation, since these they are guided to the decrease of the volume and load of their components, such as: elements reducers, deposited solids, fatty and oils and recovery of valuable components. Although in few cases it requires of some investment, alone for concept of saving of inputs (reagents and it dilutes) it can be saved about 1100.00 annual pesos. The actions can be generalized to other printings and in the case; for example, of the precipitation of the silver it can extend to other laboratories of having revealed of photographic and even of having revealed of badges of RX.

The corporate commitment of improvement and continuous acting of the Environmental Administration of the entity is reached with the elaboration and execution of a program of installation of the actions.

### INTRODUCCIÓN



En la Empresa Centro Gráfico de Reproducciones para el Turismo de Matanzas, se identificaron diferentes procesos generadores de residuales líquidos, como son:

- Equipo revelador de fotografía blanco y negro – fotomecánica – R1
- Revelado de plancha, área de pase – fotomecánica – R2
- Área de revelado de paño – serigrafía – R3
- Área de limpieza de paño – serigrafía – R4
- Limpieza de rollos humectadores – impresión – R5
- Albañales de comedor y baños – R6
- Drenaje de almacén de combustibles y lubricantes – R7

Estos residuales se unen en un registro colector y a través de la red de albañal externa pasan, después de mezclarse con aguas albañales urbanas, a una laguna de oxidación comunal, por lo que el residual debe cumplir las especificaciones para el vertimiento en redes albañales (NC. 27: 1999), que mostramos en la Tabla I.

Tabla I. Concentración Máxima Admisible para el vertimiento de residuales a las redes albañales (NC27/1999).

pH	Grasas y Aceites (mg/L)	DQO (mg/L)	P <sub>total</sub> (mg/L)	N <sub>total</sub> (mg/L)	ST (mg/L)	SS (mg/L)
6-9	< 50	< 700	4*	10*	-	< 10

(\*) – El fósforo y nitrógeno se regulan para los vertimientos a las aguas superficiales.

La laguna de oxidación llamada “Complejo de la Salud” es común para varios centros, tales como: Combinado Lácteo, Hospital, Sanatorio, Ciencias Médicas y el Preuniversitario Vocacional. Esta laguna de oxidación descarga al río San Juan (de mayor escurrimiento que los ríos Buey Vaca, Canimar y Yumurí), que desemboca en la Bahía de Matanzas cercano a las playas El Judío y el Tenis.

Según el trabajo realizado en la bahía (Fernando R, et. al., 2005) en la estación ubicada en la desembocadura del río San Juan se detectó concentraciones elevadas de coliformes fecales con valores que exceden los criterios higiénicos sanitarios establecidos en la Norma Cubana para aguas de baño (NC 22:1999).

La playa El Judío, aún mantiene valores que supera los criterios higiénicos–sanitarios establecidos en la Norma Cubana (NC: 22:1999). Sin embargo en la playa El Tenis los valores medios de concentración están por debajo del valor límite requerido por la Norma Cubana para el uso de las aguas con esos fines.

El estudio de los sedimentos en esta misma estación reportó valores de hidrocarburos totales significativos (74.4 mg kg<sup>-1</sup>), junto a notorios valores de Cr (138 µg kg<sup>-1</sup>), Cu (169 µg kg<sup>-1</sup>), Ni (185 µg kg<sup>-1</sup>), Zn (140 µg kg<sup>-1</sup>) y Pb(57 µg kg<sup>-1</sup>).

La Empresa cuenta con tres redes para albañales, pluviales y residuales industriales. Como órgano de tratamiento, posee una trampa de grasas para los residuales del comedor que descarga hacia la red albañal.

Existe un registro colector, fuera de la empresa, donde llegan los residuales industriales y albañales, uniéndose a otros albañales urbanos, por lo que no pudo ser usado como punto de muestreo.

El trabajo tiene como objetivo la aplicación de Buenas Prácticas de Producción Más Limpia para contribuir a la eficiencia de la laguna de oxidación, con acciones ejercidas desde la misma empresa.

## MATERIALES Y MÉTODOS

Los puntos de muestreos se listan en la Tabla II, donde se codificaron y definió la cantidad de muestreos por punto.

Tabla II. Puntos de muestreo

No. de orden	Código	Área	Proceso	Tipo de muestreo	Cantidad de muestras
1	R1	Fotomecánica	Revelador automático	Compósito	0
2	R2	Fotomecánica	Cuarto de pase	Compósito	1
3	R3	Serigrafía	Fregado a presión	Compósito	2
4	R4	Serigrafía	Lavadero	Compósito	1
5	R5	Impresión	Fregado de los rodillos	Compósito	2
6	R6	Exteriores	2do. registro después del baño	Compósito	1
7	R7	Exteriores	drenaje almacén de lubricantes	Compósito	1
<b>Total</b>					<b>8</b>

En los puntos de muestreo R3 y R5 fueron duplicadas las muestras por la complejidad de la toma de muestra (R3 y R5) y los componentes en el residual (R5), por lo que aparecen los resultados de los análisis con códigos Rx.1 y Rx.2.

La forma de muestreo fue de tipo compósito, para lo cual se recogió volúmenes de 6 hasta más de 10 litros de residual, según el proceso que lo generaba y las posibilidades de las condiciones del muestreo. El muestreo se realizó en un día representativo de trabajo de la Empresa, excepto el revelado fotográfico, el cual no funcionó durante el periodo.

De acuerdo a las características del residual y a la norma cubana de vertimiento, se estableció el número de determinaciones por parámetro a analizar, esto se expresa en la Tabla III.

Se desestimó la determinación de metales en esta caracterización ya que los proveedores están regidos por la Confederación Europea de Fabricantes de Pinturas, Tintas de Imprimir y Colores de Arte en Europa y en los Estados Unidos la CONEG, los cuales tienen prohibido con severas legislaciones, el uso de metales tóxicos en la composición de sus productos. La determinación de la DBO<sub>5</sub> fue delegada para una caracterización detallada.



Tabla III. Parámetros y número de determinaciones por puntos de muestreo.

Código de los Puntos de muestreo	pH	Grasas y Aceites	DQO	P <sub>total</sub>	N <sub>total</sub>	ST	SS
R2	1	-	1	1	1	1	1
R3	2	-	2	2	2	2	2
R4	1	-	1	1	1	1	1
R5	2	2	2	2	2	2	2
R6	1	1	1	1	1	1	1
R7	1	1	1	1	1	1	1
Número total de determinaciones	8	4	8	8	8	8	8

No existen fuentes térmicas que incidan sobre incrementos desproporcionados de la temperatura del residual, por lo que no se determinó este parámetro a los residuales.

La determinación de pH se realizó en el lugar, y el resto de los análisis fueron realizados en el CIPIMM. Los métodos, frascos, y forma de preservación de acuerdo a la Normas ISO (ISO 5667/1, 2, 3:1985) son expuestos en la Tabla IV.

Tabla IV. Método de análisis y preservación de las muestras.

Parámetro	Tipo de frasco	Preservación	Método de análisis
pH	-	en el lugar	potenciométrico
Grasas y Aceites	vidrio ámbar, 1 L	2 mL de H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	gravimétrico
DQO	Plástico, 0.5 L	1 mL de H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	volumétrico
P <sub>total</sub>	Plástico, 0.5 L	1 mL de H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	ICP
N <sub>total</sub>	Plástico, 0.5 L	1 mL de H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	Kjeldar
ST	Plástico, 0.5 L	refrigeración	gravimétrico
SS	vidrio ámbar, 1 L	refrigeración	cono inhoff

Para la interpretación de los resultados se realizó un balance de masa sin tener en cuenta las reacciones bioquímicas y químicas, estimándose los volúmenes generados de residual. Los resultados del balance fueron contrastados con la norma técnica (NC. 27: 1999) analizándose las principales afectaciones que provoca el vertimiento del residual a la laguna de oxidación comunal.

## Abreviaturas y siglas

CIPIMM	Centro de Investigaciones y Proyectos de la Industria Minero Metalúrgica
DBO <sub>5</sub>	Demanda Bioquímica de Oxígeno a los 5 días
DQO	Demanda Química de Oxígeno
IGA	Instituto de Geofísica y Astronomía
L	Litro
mg/L	Miligramo por litro
mL	Mililitro
mL/L	Mililitro por litro
N <sub>total</sub>	Nitrógeno Total
P <sub>total</sub>	Fósforo Total
pH	Menos logaritmo decimal de la concentración de iones de hidrógeno

SS Sólidos Sedimentables  
ST Sólidos Totales

## RESULTADOS Y DISCUSIÓN

### Caracterización de los residuales líquidos

En la Tabla V se muestran los resultados obtenidos del análisis de los residuales líquidos en los diferentes puntos de muestreo. Se subrayan los valores que sobrepasan la norma (NC. 27: 1999)

Tabla V. Resultados de los análisis

Código de las muestras	Proceso	pH	Grasas y Aceites (mg/L)	DQO (mg/L)	P <sub>total</sub> (mg/L)	N <sub>total</sub> (mg/L)	ST (mg/L)	SS (mL/L)
R2	Cuarto de pase	<u>10.71</u>	–	161.4	<u>6.65</u>	4.14	535	2.5
R3.1	Fregado a presión	6.55	–	<u>768.0</u>	<u>0.72</u>	1.84	266	7
R3.2	Fregado a presión	6.89	–	<u>376.7</u>	1.67	1.70	218	2.3
R4	Lavadero	7.23	–	57.4	0.25	5.44	79	0
R5.1	Fregado de los rodillos	6.52	<u>115.6</u>	161.4	<u>13.45</u>	2.31	362	2.3
R5.2	Fregado de los rodillos	6.80	<u>154.9</u>	57.4	<u>13.32</u>	4.59	232	0
R6	2do. registro después del baño	7.62	<u>63.0</u>	<u>816.0</u>	<u>22.26</u>	<u>34.77</u>	363	<u>10</u>
R7	drenaje almacén de lubricantes	7.55	<u>64.4</u>	134.4	<u>4.01</u>	3.67	81	1.1
Según NC 27:99		6-9	< 50	< 700	4	10	-	< 10

Comparando estos resultados con la norma (NC. 27: 1999) por parámetro determinado tenemos que la muestra R2 del proceso de “pase” es la única que sobrepasa el valor de pH regulado.

Los tres puntos evaluados de grasas y aceites tienen contenidos superiores a la norma de vertimiento al alcantarillado. Los mayores valores se registran en R5. Es significativo que a pesar de contarse con una trampa de grasa para los residuales del comedor los residuales albañales R6, dan valores superiores a 50 mg/L exigidos por la norma.

Los valores de DQO rebasan a los valores permitidos en una ocasión en el punto R3 y en las aguas albañales R6.

Las aguas albañales tienen un valor ligeramente superior al exigido por la norma en cuanto a sólidos sedimentables.

Para el caso de los parámetros de fósforo total y nitrógeno total se comparó con las exigencias para cuerpos receptores de tipo B, los resultados señalan que prácticamente todos los residuales son altos tributarios de fósforo, asociado al uso de detergentes en los puntos R5 y R6 y para el caso del nitrógeno solo los residuales albañales tienen aportes significativos.

## Afectaciones de los vertimientos a la laguna de oxidación comunal

El pH del residual de entrada a la laguna, incide sobre el desarrollo bacteriano y el proceso de fotosíntesis, al incrementarlo o disminuirlo dentro de ciertos valores.

Los sedimentos no solo influyen en el trasvase del residual hacia el tratamiento comunal sino que lo afecta incrementando el volumen de la zona anaerobia en la laguna de oxidación.

Es conocido que la variabilidad de la carga de materia orgánica contribuye a variar las condiciones de trabajo del sistema biológico de la laguna (anaerobia, facultativo, aeróbico ó de maduración), pudiendo en caso de un residual muy diluido, disolver el contenido de nutrientes, afectando el equilibrio biológico y la eficiencia de conjunto (Salgado G.M. y R. Cruz, 1978).

Por último, ya ha sido demostrado que la disminución del tiempo de retención hidráulico del residual en la laguna de oxidación por aumentos del volumen de los residuales, también provoca un rendimiento bajo del sistema de tratamiento. Las causas habituales de estos incrementos son: incrementos de la capacidad de producción, aumento de los vertimientos por el alcantarillado de residuos sólidos solubles o no solubles, y el aumento de las pérdidas de aguas por salideros, a través de la red.

## Interpretación de los resultados de los análisis.

Con los resultados de los análisis dados en la Tabla V se realizó un balance de masa sin tener en cuenta las reacciones bioquímicas y químicas, y estimando los volúmenes generados de residual. Utilizando la ecuación de balance:

$$Q_m \times C_m = Q_1 \times C_1 + \dots + Q_i \times C_i$$

$$C_m = \frac{(Q_1 \times C_1 + \dots + Q_i \times C_i)}{Q_m}$$

Tenemos que:

Por lo que es posible estimar la concentración de la mezcla de los residuales ( $C_m$ ) conociendo la concentración de los componentes ( $C_j$ ) y los volúmenes ( $Q_i$ ).

La estimación de los volúmenes diarios en cada punto de muestreo es la que hallamos en la Tabla VI. El punto R7 no es un vertimiento que pueda llegar a la red de alcantarillado, por lo que no se calculó en la mezcla. El residual del punto R5 en la actualidad no va a la red, pero en el futuro deberá ser conectado, por lo que se calcula en la tabla.

Tabla VI. Balance de masa de los vertimientos.

Código del Punto de muestreo	Gasto $Q_i$ (L/día)	Grasas y Aceites (mg/L)	ST (mg/L)	SS (mL/L)	DQO (mg/L)	N TOTAL (mg/L)	P TOTAL (mg/L)
------------------------------	---------------------	-------------------------	-----------	-----------	------------	----------------	----------------

<b>R1</b>							
<b>R2</b>	72		535	2.5	161.4	4.14	6.65
<b>R3</b>	624		266	7	768	1.84	1.67
<b>R4</b>	24		79	0	57.4	5.44	0.25
<b>R5</b>	18	154.9	362	1	161.4	4.59	13.45
<b>R6</b>	9600	63	363	10	816	34.77	22.26
<b>R7</b>	0						
<b>Total Qm</b>	<b>10338</b>						
<b>Total Cm</b>		58.77	357.68	9.73	805.64	32.45	20.84

A pesar de la disolución de las grasas y aceite, de la DQO y de los nutrientes P y N estos se mantienen en concentraciones superiores a la norma (NC. 27: 1999), dado que el volumen principal de residuales es el de los albañales y este es el que más contribuye con el aporte de contaminantes a la red. Con la Tabla VII pretendemos mostrar que el mayor aporte de contaminantes y nutrientes es de las aguas albañales R6, siguiendo en orden el residual del fregado a presión R3.

Tabla VII. Cálculo de las cargas

<b>Código del Punto de muestreo</b>	<b>Grasas y Aceites (kg/d)</b>	<b>ST (kg/d)</b>	<b>SS (L/d)</b>	<b>DQO (kg/d)</b>	<b>N TOTAL (kg/d)</b>	<b>P TOTAL (kg/d)</b>
<b>R1</b>						
<b>R2</b>		0.039	0.180	0.012	0.000	0.000
<b>R3</b>		0.166	4.368	0.479	0.001	0.001
<b>R4</b>		0.002	0.000	0.001	0.000	0.000
<b>R5</b>	0.003	0.007	0.018	0.003	0.000	0.000
<b>R6</b>	0.605	3.485	96.000	7.834	0.334	0.214
<b>R7</b>						
<b>Carga Total</b>	0.608	3.698	100.566	8.329	0.335	0.215

Debido a que la generación de los residuales no es de forma continua y ni simultanea, requerimos de una descripción pormenorizada de cada fuente de generación de los residuales, maximizando la aplicación de Buenas Prácticas de Producción Más Limpia en la solución de los residuales por proceso u operación tecnológica.

### Residuales de fotomecánica – Revelador automático

El residual (R1) está formado por: agentes reductores derivados del benceno y la fenidona (metol-hidroquinona o fenidona-hidroquinona), por un álcali (bórax, carbonato de sodio o hidróxido de sodio y sulfito de sodio), retardadores (bromuro de potasio) y otros como los agentes antivelo (nitrobencimidazol o benzotriazol), agentes humectantes (alcoholes grasos sulfonados, sulfatados o caboxilatados) y contra la turbidez por el uso de agua dura (ácido etilendiamina tetraacético) (Caveda A.L., 1986)

Al efectuar el revelado se crean dos residuales, uno, formado por sustancias reveladoras agotadas u oxidadas, y dos, por bromo en forma de bromuro de potasio descargado de la emulsión en proporción a la formación de plata metálica de color negro junto a sales de plata disueltas, lo que limita la vida útil de la solución reveladora, la cual en la actualidad es desechada por el equipo automático, junto a las aguas del lavado.

El equipo tiene una salida en forma de Y, que da la posibilidad de recoger los primeros volúmenes más concentrados de residual (~15 L), para separar y recuperar la plata por precipitación mediante la dosificación de sulfuro de amonio y filtración del sulfuro de plata. Las sustancias reductoras que quedan en el residual líquido filtrado pueden ser oxidadas.

#### **Residuales de fotomecánica – Cuarto de Pase**

El residual (R2) se genera durante el lavado manual de las placas de impresión reveladas, esto se hace sobre un fregadero, mediante chorro de agua con una manguera conectada a un grifo que no es de cierre rápido.

Este residual presentó el mayor valor de pH – 10.7 y es el tercer residual, comparado con el resto, en aportes de sólidos totales y sólidos sedimentables.

El uso de una reveladora y fregadora mecánica de las placas con recuperación del agua, reduciría el uso de agua y posiblemente disminuiría el uso de reactivos, evitando las obstrucciones en las cañerías y reduciendo el aporte de este punto de vertimiento a la red.

El volumen de gasto de agua podría reducirse mediante la utilización de pistola con cierre automático o al menos una llave de cierre rápido.

El residual podría ser recogido durante el día, con la posibilidad de ser neutralizado en el lugar con ácido y separar los sólidos sedimentables, antes de ser vertido.

#### **Residuales de Serigrafía – Fregado a presión**

El residual (R3) se genera durante la limpieza de los marcos, donde se usa un chorro de agua a presión. La presión se logra por medio de una bomba y la válvula es de cierre automático.

Esta operación se realiza principalmente por la insuficiencia de marcos lo que impide el almacenamiento de los diseños, por lo que una buena práctica de Producción Más Limpia es la adquisición de un mayor número de marcos que permitan reducir el número de lavados diarios, almacenando los diseños.

En el lugar se reportan obstrucciones de las cañerías dados por los sólidos sedimentables y la incorrecta práctica de no usar la limpieza en seco del área, este residual es el segundo mayor contaminante por los valores de concentración y cargas de DQO.

### **Residuales de Serigrafía – Lavadero**

La etapa final del revelado de los marcos requiere de un chorro de agua a presión, donde la punta de la manguera posee una boquilla, pero no tiene válvula de desconexión automática.

Este residual (P4) es el de menor aporte de contaminantes, pero al igual que en el caso anterior podría reducirse con una mayor disponibilidad de marcos, reduciéndose aun más el volumen de agua a usar y verter.

### **Residuales de impresión – Fregado de los rodillos humectadores**

Los rodillos humectadores se ensucian con las tintas durante el proceso de impresión offset. Para ello se utilizan: kerosén, ablandador químico, detergente y abundante agua. La operación de limpieza se realiza en esta máquina diseñada para que el rodillo se mantenga girando mientras finos chorros de agua lavan el rodillo, no obstante hay que pasarle un cepillo.

El residual (R5) de la limpieza de los rodillos, en la actualidad no llega al alcantarillado, infiltrándose en el suelo.

Aunque su aporte no es alto no puede ser vertido directamente a ninguna red de alcantarillado por lo que se indica el uso de una trampa de grasas precedida de una cámara de sedimentación.

Una manera de la reducción de la contaminación y su volumen es:

- La realización de la limpieza simultánea de dos a cuatro rodillos,
- El mantener los rodillos durante la espera por su limpieza en una solución que evite su secado y que ablande su suciedad,
- La aplicación de técnicas de vigilancia y control del agua de la fuente, principalmente la conductividad o dureza y el pH.

Se regula la contaminación por metales tóxicos, con la compra de tintas a proveedores, tales como los de la Confederación Europea de fabricantes de Pinturas, regidos por legislaciones internacionales que prohíben el uso de estos metales en la composición de las tintas de impresión.

### **Residuales albañales**

Los residuales albañales (R6) fueron tomados a través de un registro. Este residual es el de mayores valores de concentración y carga contaminante.



De acuerdo con el libro consultado (Metcalf – eddy, 1977), el residual albañal analizado es de composición típica de aguas residuales domésticas con una concentración media de los contaminantes analizados con excepción del fósforo total que presenta una concentración alta pero no anómala.

Por la existencia de una trampa de grasa se esperaban valores inferiores a la norma (NC. 27: 1999), lo que indica que se le debe prestar atención a este órgano de tratamiento con un sistemático mantenimiento, que conjuntamente con la reducción de los gastos de agua y el uso de detergentes biodegradables con menores contenidos de fósforo, es la mejor contribución al mejoramiento de la eficiencia de la trampa de grasa y del posterior tratamiento en la laguna de oxidación comunal.

### **Drenaje del almacén de combustibles y lubricantes**

El posible drenaje, por derrames, del almacén de combustible y lubricantes (R7) es recogido en un depósito, que tiene un revestido interior con losas. Como se observó, en el lugar, el agua retenida no drena, ni se infiltra al suelo.

Por contener 64.4 mg/L de grasas y aceites esta agua deberá ser extraída y trasvasada hacia la trampa de grasa del comedor o la futura trampa de grasa que proponemos que se construya para los residuales de la limpieza de los rodillos (ver el epígrafe 3.3.5), evitándose así su vertimiento directo al alcantarillado.

Para evitar la formación de nuevos volúmenes de este tipo de residual, debe limitarse la entrada de pluviales, y aplicarse buenas prácticas con la manipulación de los productos dentro del almacén de combustibles y lubricantes, así como la adquisición de productos para la contención, adsorción y limpieza de derrames de líquidos – hidrocarburos y sus derivados.

### **Buenas Prácticas de Producción Más Limpia**

Constituyen buenas prácticas a aplicarse en el proceso de producción:

- Control periódico del estado físico de todos los elementos que intervienen en la distribución del agua, mantener un registro de incidencias y llevar a cabo la reparación de salideros, especialmente los inodoros y otras válvulas similares de gran incidencia en el despilfarro.
- Cerrar llaves de paso de todas las redes consumidoras de agua fuera del horario de trabajo, ya que esta práctica, sistemáticamente aplicada, puede disminuir el despilfarro por salideros aun no resueltos, como es el caso de inodoros y grifos.
- Controlar sistemáticamente el metraje, 3 veces a la semana para registrar y controlar la efectividad de la implantación de las buenas prácticas de ahorro de agua.
- La utilización de pistola con cierre automático o al menos una llave de cierre rápido.
- Una mayor utilización de limpieza en seco de las áreas de trabajo.
- La segregación de residuales con vista a su tratamiento local y recuperación de componentes como la plata.
- La implantación de la vigilancia y control de la calidad del agua de la fuente, del proceso de impresión, para proveer una determinada composición y cantidad de sales.

- El uso de una reveladora y fregadora mecánica de las placas.
- El tratamiento local del residual de fotomecánica mediante su neutralización con el uso de ácido clorhídrico (sulfumán) o ácido sulfúrico, antes de ser vertido.
- Adquisición de un mayor número de marcos que permitan reducir el número de lavados diarios, almacenando los diseños.
- Uso de trampa de grasa para el residual del fregado de los rodillos. La realización de la limpieza simultánea de dos a cuatro rodillos, mantener los rodillos durante la espera por su limpieza en una solución que evite su secado y que ablande su suciedad.
- La vigilancia, control y mantenimiento de los órganos de tratamiento existentes, trampas de grasas.
- Aplicar buenas prácticas con la manipulación de los productos dentro del almacén de combustibles y lubricantes, así como la adquisición de productos para la contención, adsorción y limpieza de derrames de líquidos – hidrocarburos y sus derivados.

La confección de un programa de acciones, que incluya las Buenas Prácticas de Producción Más Limpias propuestas anteriormente, es un compromiso corporativo de mejoramiento y desempeño continuo de la gestión ambiental de la empresa.

### **Viabilidad.**

Con las medidas de ahorro de agua aplicadas a los procesos de producción se estimó un 25 % de reducción de las pérdidas, se obtiene unos 50,00 pesos mensuales de ahorro (500,00 pesos anuales), por concepto de disminución en el pago de la póliza de acueducto. Desde el punto de vista ambiental esta misma reducción del volumen de agua reduce el volumen de residuales que van a la laguna de oxidación contribuyéndose a la mejora de la eficiencia de este órgano de tratamiento.

La segregación del fijador usado, del revelado de película en blanco y negro, con contenido de plata, contribuirá con el proceso de oxidación biológica de la laguna de oxidación. Además, de participar modestamente en la recuperación de metales valiosos.

Otras prácticas introducidas incurrirán en la disminución de reactivos, reduciendo la carga vertida a la laguna de oxidación, aumentando la eficiencia de trabajo de órganos locales de tratamiento y ahorrando más de 600,00 pesos anuales. Ejemplos: El uso de una reveladora y fregadora mecánica de las placas; Adquisición de un mayor número de marcos; La realización de la limpieza simultánea de dos a cuatro rodillos, y mantener los rodillos durante la espera por su limpieza en una solución que evite su secado y que ablande su suciedad.

Las acciones a ejecutar pueden ser generalizadas a otras entidades poligráficas y en el caso, por ejemplo, de la precipitación de la plata puede extenderse a otros laboratorios de revelado fotográfico e incluso de revelado de placas de RX.

Por último la aplicación de estas prácticas elevará la imagen corporativa de la empresa y disminuirá los riesgos empresariales por imposiciones legales.

## CONCLUSIÓN

Con la introducción de las prácticas de producción más limpia en los procesos del poligráfico, mejora la compatibilidad de su residual con el tratamiento comunal de laguna de oxidación existente, ya que estas se orientan a la disminución del volumen y carga de sus componentes, tales como: sustancias reductoras, sólidos sedimentables, grasas y aceites y recuperación de componentes valiosos. Aunque en pocos casos requiere de alguna inversión, solo por concepto de ahorro de insumos (reactivos y agua) puede ahorrarse unos 1100.00 pesos anuales.

## BIBLIOGRAFÍA

- Caveda A.L., 1986. Temas de Fotografía. *Editorial Oriente*. (Santiago de Cuba): 54 p.
- ISO 5667/1, 2, 3:1985. Toma, Manejo y Preservación de muestras líquidas.
- NC. 27: 1999. Vertimiento de aguas residuales a las aguas terrestres y al alcantarillado. Especificaciones.
- NC-22:1999. Requisitos higiénicos sanitarios en lugares de baño en costas y en masas de aguas interiores: 10p.
- Salgado G.M. y R. Cruz, 1978. Lagunas de oxidación en Cuba. *Editorial Oriente*. (Santiago de Cuba): 37p.
- Fernando R, et. al., 2005. Calidad ambiental de la bahía de Matanzas. *II Simposio Internacional de manejo de ecosistemas costeros*. (Cuba): 503-522
- Metcalf – eddy, 1977. Tratamiento y depuración de las aguas residuales. *Editorial labor S.A.* (Barcelona): 837p



## EMISIÓN E IMPACTO AL MEDIO AMBIENTE PRODUCIDA POR FUENTES ESTACIONARIA, AL QUEMAR GAS ACOMPAÑANTE

**Juan Alberto Colás Aroche<sup>(1)</sup>, Miguel Díaz Díaz<sup>(1)</sup>, Orlando H. Álvarez Hernández<sup>(1)</sup> y Raísa Teuteló Núñez<sup>(1)</sup>**

*(1) Centro de Investigaciones del Petróleo. Washington # 169 Esq. Churruca. Cerro. Ciudad de la Habana. Cuba. E-mail: colas@ceinpet.cupet.cu*

### RESUMEN

En el presente trabajo se exponen los resultados obtenidos de la caracterización de las emisiones gaseosas e impactos en calderas de tubos de fuego de la Batería Central, donde el crudo de los pozos es sometido a tratamiento para eliminarle un porcentaje elevado de agua que permita su comercialización.

El empleo de este gas en la casa de calderas permite determinar en que medida disminuye el impacto ambiental al medio al sustituir el petróleo crudo, así como la forma óptima de explotación de estas calderas que según la literatura especializada disminuyen los problemas de corrosión y se demuestra que se obtiene un saneamiento ambiental con sustanciales beneficios económicos.

El muestreo de  $\text{SO}_2$ ,  $\text{NO}_x$  y  $\text{CO}$ , se ejecutó con un equipo Analizador de Combustión modelo MSI de fabricación alemana. El análisis de partículas suspendidas en chimeneas, posterior a su recogida en un porta filtros se realizó por el método gravimétrico. También se realizaron mediciones de flujo mediante equipos de medición de velocidad captadores de presión del tipo tubo pitot.

Los hidrocarburos y los compuestos orgánicos volátiles fueron determinados por FTIR y Cromatografía Gaseosa de alta resolución respectivamente.

La modelación de dispersión de contaminantes emitidos por chimeneas se ejecutó utilizando la corrida del programa para el cálculo de la concentración a partir de fuentes industriales continuas, siguiendo la metodología aprobada en la norma cubana según el modelo de Berliand.

Se concluye en el trabajo que al quemar gas en las calderas estudiadas, la carga contaminante emitidas al medio son inferiores a las emitidas cuando se combustiona crudo nacional.

### ABSTRACT

Presently work the obtained results of the characterization of the gassy emissions and impacts are exposed in boilers of tubes of fire of the Central Battery, where the raw of the wells is subjected to treatment to eliminate him a high percent of water that it allows their commercialization.

The employment of this gas in the house of boilers allows to determine in that measured it diminishes the environmental impact to the means when substituting the raw petroleum, as well as the good form of exploitation of these boilers that you/they diminish the problems of corrosion according to the specialized literature and it is demonstrated that one obtains an environmental reparation with substantial economic benefits.

The sampling of  $\text{SO}_2$ ,  $\text{NO}_x$ , and  $\text{CO}$ , were executed with an Analyzing team of model Combustion MSI of German production. The analysis of particles suspended in chimneys, later to their collection in an it carries filters he/she was carried out for the method gravimétrico. They were also carried out mensurations of flow by means of teams of mensurations of speed captors of pressure of the type tube pitot.

The hydrocarbons and the volatile organic compounds were determined respectively by FTIR and Gassy Cromatografía of high resolution.

The moderation of dispersion of pollutants emitted by chimneys was executed using the race of the program for the calculation of the concentration starting from continuous industrial sources following the methodology approved in the Cuban norm according to the pattern of Berliand. You concludes in the work that when burning gas in the studied boilers, the polluting load emitted to the means is inferior to those emitted when I know national raw combustion.

### INTRODUCCIÓN



Existen cientos de miles de fuentes estacionarias de contaminación del aire, incluidas las plantas de energía, industrias químicas, refinerías de, fábricas, imprentas, lavanderías y chimeneas residenciales que usan madera. Las fuentes estacionarias producen una amplia variedad de contaminantes del aire. Según la industria o proceso específico, las fuentes estacionarias pueden emitir uno o varios contaminantes criterio además de muchos contaminantes peligrosos.

Los contaminantes de fuentes estacionarias provienen principalmente de dos actividades: la combustión de carbón y petróleo en plantas de generación de energía y la pérdida de contaminantes en procesos industriales. Los procesos industriales incluyen refinerías, industrias químicas y fundiciones. Las industrias químicas son responsables de muchos contaminantes peligrosos y también de grandes cantidades de compuestos orgánicos volátiles.

Existen muchos puntos específicos de emisión dentro de una fuente estacionaria que contamina el aire. Por ejemplo, en una industria química, los contaminantes del aire pueden emitirse de conductos de ventilación, tanques de almacenamiento, manejo de aguas residuales y áreas de tratamiento, instalaciones de carga y descarga, y fugas en el equipo. Un conducto de **ventilación** es básicamente un pasaje por donde las sustancias (principalmente en forma gaseosa) se "ventilan" a la atmósfera. Los típicos conductos de ventilación en una planta química son las columnas de destilación y los conductos de oxidación.

Generalmente, los tanques de almacenamiento son contenedores redondos donde se almacena materia prima líquida y productos terminados. Si bien la mayoría de los tanques están cubiertos, los contaminantes pueden ser emitidos por goteo y por expansión y enfriamiento de los líquidos causado por cambios de temperatura en el aire exterior. A medida que el líquido se expande y se contrae, el tanque "respira" y expulsan vapores hacia afuera a través de las aberturas del tanque. Además, los contaminantes pueden ser emitidos durante el llenado y vaciado rutinario de los tanques de almacenamiento.

Las aguas residuales dentro de una fuente estacionaria también pueden ocasionar contaminación del aire. Si las aguas residuales contienen sustancias "volátiles", éstas serán liberadas de las aguas residuales cuando entren en contacto con el aire. **Volátil** significa que los productos químicos pueden evaporarse o pasar de un estado líquido a uno gaseoso. Existen muchos lugares dentro de una fuente estacionaria donde las aguas residuales entran en contacto con el aire exterior.

Las emisiones también provienen de fugas en el equipo y de la carga y descarga de productos químicos en los camiones, trenes o embarcaciones. Las fugas en el equipo son una fuente primaria de emisiones, en particular en industrias químicas y refinerías. El término "fugas en el equipo" se refiere a una amplia fuente de puntos de emisión que incluyen válvulas, uniones, bombas y válvulas de descarga. Puede haber miles de estos componentes en una determinada instalación.

El objetivo del presente trabajo es conocer la emisión y el impacto que produce las calderas de la Empresa de Perforación y Extracción de Petróleo a las zonas aledaña cuando quemamos gas acompañante.

## MATERIALES Y MÉTODOS

Se caracterizaron las emisiones gaseosas de fuentes estacionarias de las calderas de la EPEP-Centro mediante un programa de aforo y muestreo según metodologías establecidas (Yoest y Fitzgerald, 1996) (ARPEL, 1998) (ARPEL, 1997).



El muestreo de  $\text{SO}_2$ ,  $\text{NO}_x$  y  $\text{CO}$  se ejecutó con un equipo Analizador de Combustión modelo MSI de fabricación alemana. También se realizaron mediciones de flujo mediante equipos de medición de velocidad captores de presión del tipo tubo pitot.

El muestreo para determinar hidrocarburos aromáticos se realizó sobre carbón activado con posterior elución con n - hexano para su análisis por espectroscopia Ultravioleta en un espectrofotómetro Cintra 40 de la GBC, utilizando n-hexano bidestilado como referencia. La concentración se calculó mediante curva de calibración preparada con un patrón internacional. Los valores de absorbancia se obtuvieron a 255 nm con cubetas de cuarzo de 1 cm de paso de luz, slit de 1.5 nm y tiempo de integración de 1 segundo. Los espectros fueron obtenidos en el mismo equipo en el rango de 200 - 400 nm, intervalo de datos de 0.853 nm, slit de 1.5 nm y velocidad de registro de 1000 nm/s.

La modelación de la dispersión de contaminantes emitidos por chimeneas se ejecutó utilizando la corrida del programa para el cálculo de la concentración a partir de fuentes industriales continuas (Álvarez, 1994) siguiendo la metodología aprobada en la norma cubana (NC 39: 1999) según el modelo de Berliand. El valor de la constante de estratificación térmica atmosférica A que define las condiciones naturales de difusión más adversas se tomó igual a 200, según lo propuesto para nuestro país para zonas llanas o con topografía de poca complejidad y altura, el cual ha sido aceptado en la norma cubana de referencia. Los datos meteorológicos fueron tomados del Resumen Climático de Cuba (1991), editado por el INSMET.

La modelación de la dispersión se realizó para el  $\text{SO}_2$  que es el contaminante fundamental emitido por las fuentes evaluadas. Los datos de las emisiones de las calderas para los cálculos de dispersión fueron obtenidos en las propias fuentes de emisión, lo cual da mayor validez a los pronósticos, y se relacionan a continuación:

**Tabla I.** Datos de las emisiones de las calderas para cálculos de dispersión de contaminantes

Empresa	Caldera	Veloc. (m/s)	Diámetro (m)	Altura (m)	T gases (°C)	Emisión (g/s)	$\Delta T$ (°C)
Batería Central	1	1.80	1.16	19	258	0.044	227
(gas natural)	2	2.22	1.16	12	210	0.054	181
	3	1.80	1.16	19	240	0.836	209

En el procesamiento estadístico de datos se empleó el programa STATISTICA versión 5.5 para determinar comportamientos promedios y correlaciones de interés.

## RESULTADOS Y DISCUSIÓN

Como se observa en la tabla II, los niveles de concentración de los contaminantes  $\text{SO}_2$  y  $\text{NO}_x$  en las distintas calderas están dentro de la norma establecida, se debe apreciar que el contaminante  $\text{SO}_2$  en la caldera 3 se encuentra muy superior a las demás calderas, lo que está motivado porque en días anteriores a las mediciones se estuvo quemando crudo nacional. En cuanto a los niveles de  $\text{CO}$  e hidrocarburos aromáticos esta norma no los regula, pero se debe tener en cuenta que los hidrocarburos aromáticos son perjudiciales a la salud, por lo que los valores obtenidos se consideran elevados teniendo en cuenta lo anteriormente explicado.

**Tabla II.** Caracterización de emisiones gaseosas promedios originadas por la combustión del gas natural en las chimeneas de la EPEP- Centro <sup>(a)</sup>.





Chimeneas	SO <sub>2</sub> (mg/m <sup>3</sup> )	NO <sub>x</sub> (mg/m <sup>3</sup> )	CO ppm	HC Aromáticos (mg/m <sup>3</sup> )	Flujo Nm <sup>3</sup> /h
Caldera 1 <sup>(a)</sup>	24±1.53	120±3.2	398±2.1	11.5 ±1.3	6688±2.1
Caldera 2 <sup>(a)</sup>	23±3.1	116±1.7	413±3.1	8±1.5	8442±2.1
Caldera 3 <sup>(a)</sup>	442±2.0	123±3.1	2445±2.1	5±1.7	6807±2.1
Norma	< 2000 <sup>(b)</sup>	460 <sup>(b)</sup>	-	-	-

<sup>505(a)</sup> **Valores promedios de los contaminantes.**

<sup>(b)</sup> **Límites que no se deben exceder de contaminantes emitidos por chimeneas de calderas, hornos, incineradores y equipos de generación eléctrica. World Bank, 1997.**

En la tabla III se reportan las emisiones en términos de cargas de los principales contaminantes en las calderas evaluadas, en la misma se observa que la caldera 3 es la que mayor carga emite al medio para el contaminante SO<sub>2</sub>.

**Tabla III. Cargas contaminantes que aportan al medio las calderas evaluadas cuando queman gas natural, expresadas en kg/h.**

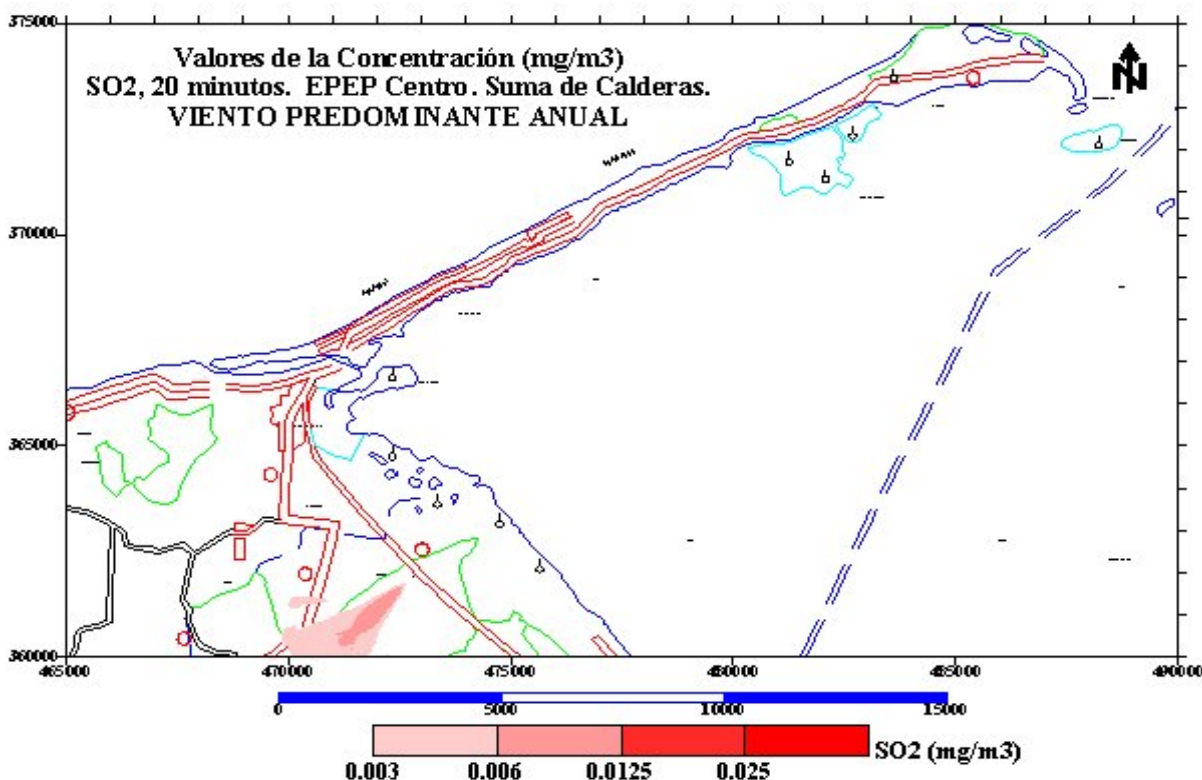
Calderas	SO <sub>2</sub>	NO <sub>x</sub>	Hidrocarburos aromáticos
1	0.161±0.010	0.80±0.021	0.077±0.008
2	0.194±0.026	0.98±0.015	0.068±0.013
3	3.01±0.013	0.84±0.021	0.034±0.012

De acuerdo a los datos obtenidos por la dispersión tenemos que la mayor concentración de SO<sub>2</sub> se alcanza a una distancia de 850 metros con relación a las fuentes, siendo su concentración inferior a la norma establecida para este contaminante, así como la relación Concentración medidas/ Concentración Máxima (CM /CMA< 1). Reflejado en la tabla IV.

**Tabla IV.** Valores de concentración máxima admisible de SO<sub>2</sub> y distancia máxima a la que ocurren en cada caldera evaluada( cuando se quema gas acompañante).

No. de calderas	CM	Dist. máxima	Norma de referencia	CM/ CMA
1	0.00054	750	0.5	0.00108
2	0.00175	525	0.5	0.0035
3	0.01029	850	0.5	0.02058

En la figura se muestra la dispersión de la suma de las calderas estudiadas, en la misma se refleja la zona no contaminada producto de estas emisiones.



## CONCLUSIONES

1. El uso del gas acompañante en calderas de la Batería Central nos da un ecosistema mas limpio y alargan los periodos de mantenimiento y vida útil de estos equipos.
2. El uso del gas acompañante en la Batería Central proporciona ahorros económicos al país

## BIBLIOGRAFÍA

- Álvarez, O. Diagnóstico y pronóstico de la contaminación por SO<sub>2</sub> y H<sub>2</sub>S en Moa. Modelación con consideraciones de terreno plano. Tesis en opción al Grado Científico de Dr. en Ciencias Geográficas, La Habana, 1994.
- ARPEL. GAA 29. Optimización de la combustión en calderas y hornos. 1999.
- ARPEL. GAA 22. Metodologías de inventarios de emisiones atmosféricas en la industria petrolera. 1998.
- ARPEL. Environmental Monitoring Procedures. Komex Int. Ltd., Calgary, 1997.
- Cheremisinoff, P.N. & A.C Morresi. Air Pollution Sampling and Analysis Deskbook. Ann Arbor Science, Michigan, 1978.
- Franklin, N. y D. Leahey. Metodologías de inventario de emisiones atmosféricas en la industria petrolera. ARPEL, Calgary, 1999.
- INFOPET. Mapas digitales escala 1: 250 000. Hojas cartográficas, Varadero, Península de Hicacos y Cárdenas. La Habana, 1999.
- ISO 10396. Emisiones de fuentes estacionarias. Muestreo para la determinación automática de concentraciones de gases. 1993.
- ISO 9096. Concentración y flujo másico de partículas en emisiones. Método gravimétrico. 1992.
- NC 39: 1999. Calidad del aire. Requisitos higiénico – sanitarios. La Habana, 1999.
- World Bank Group. Pollution Prevention and Abatement Handbook. Annual Meeting Ed. 1997.
- Yost, H. y R.W. Fitzgerald. Stationary Source Testing: The Fundamentals. Chemical Eng. Progress 92 (2): 36 - 41, 1996.

## DETERMINACIÓN DE Nb, Ta Y Ti EN ESCORIAS DE FUNDICIÓN DE CONCENTRADO DE ESTAÑO POR ESPECTROMETRÍA DE PLASMA INDUCTIVAMENTE ACOPLADO (ICP-AES)

**Eduardo Acevedo del Monte, Aída Álvarez Alonso.**

*Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica (CIPIMM), Varona 12028 Km 1 ½, Boyeros, Ciudad de La Habana, Cuba, CP 10800. Tel:537 578072, Fax:537 578082, e-mail: [acevedo@cipimm.minbas.cu](mailto:acevedo@cipimm.minbas.cu); [aida@cipimm.minbas.cu](mailto:aida@cipimm.minbas.cu)*

### RESUMEN

Se desarrolló un procedimiento sencillo para la determinación de Nb, Ta y Ti en escorias de fundición de concentrados de estaño por espectrometría de plasma inductivamente acoplado (ICP-AES). Las muestras (0.5g /100% < 0.1 mm) son descompuestas con mezcla 20 mL HF<sub>(c)</sub> + 25 mL HCl<sub>(c)</sub> e introducidas al sistema de nebulización, con la dilución requerida, en medio HCl 5%v/v. En las condiciones establecidas en el plasma no se observaron efectos interferentes de los elementos mayoritarios acompañantes (Al, Fe y Ca) sobre los analitos.

Para los rangos de concentración estudiados la precisión del procedimiento se evaluó en condiciones de repetibilidad, obteniéndose valores del coeficiente de variación (CV) de 3.9-8.2% Nb; 4.8-9.3% Ta y 3.3-9.3% Ti; mientras que las pruebas de recobrado realizadas no mostraron la presencia de sesgo significativo en ningún caso.

### ABSTRACT

It was developed a simple procedure for the determination of Nb, Ta and Ti by inductively coupled plasma spectrometry (ICP-AES) in slags from the smelting of tin concentrates. The samples (0.5g /100 % < 0.1 mm) are decomposed with 20 mL HF (c) + 25 mL HCl (c) and, with the required dilution, adjusting to HCl 5%v/v, are introduced into the nebulization system. In the plasma established conditions, interferent effects of the accompanying major elements (Al, Fe and Ca) on the analites were not observed. For the intervals of concentration studied the precision of the procedure was evaluated in conditions of repeatability, obtaining values of the coefficient of variation (CV) of 3.9-8.2% Nb; 4.8-9.3% Ta and 3.3-9.3% Ti; whereas the recovery tests did not show the presence of significant bias in any case.

### INTRODUCCIÓN

El objetivo de este trabajo fue el desarrollo de un procedimiento que fuese capaz de garantizar el control analítico requerido en investigaciones tecnológicas realizadas para lograr la recuperación económica de niobio, tántalo y además seguir el comportamiento del titanio en escorias de la fundición de concentrados de estaño.

Según los análisis realizados en nuestro Laboratorio de Análisis de Fases la escoria en cuestión provenía de un concentrado compuesto en lo fundamental por casiterita (SnO<sub>2</sub>) y  $\alpha$  y  $\beta$  cristobalita (SiO<sub>2</sub>) como fases mayoritarias, mientras que la ilmenita (FeTiO<sub>3</sub>) presente en el mismo es la fuente de Ti. El niobio y el tántalo en el concentrado pueden aparecer en sus minerales portadores naturales – columbita y tantalita - asociados a la casiterita y/o sustituyendo al Sn en la misma (Moller y colab., 1988).

Los componentes fundamentales de la escoria resultan una mezcla de óxidos de silicio y un ortosilicato complejo de calcio con anión adicional muy semejante a la titanita (esfena):  $\text{Ca(Fe,Al,Ti,P,Nb,Ta)[SiO}_4\text{/(OH)]}$  y en el cual el Nb y el Ta se insertan mediante mecanismos de sustitución isomórfica con el catión calcio.

La aplicación de la espectrometría de plasma inductivamente acoplado (ICP-AES) al análisis de muestras minerales y productos relacionados portadores de Ni, Ta y/o Ti ha sido reportada por algunos autores (Saran y colab., 2004; P. Roy y colab., 1995; Sánchez y colab., 1987; Ai y colab., 2001) utilizando variados tratamientos de las muestras y condiciones instrumentales que, en el caso de las muestras minerales, se ajustan a concentraciones en el orden de trazas. En nuestro caso, los contenidos de Nb y Ta en la escoria - sin llegar a valores  $> 1.0 \%$  (8) – están en el orden de 0.3-0.9%, mientras que el Ti presenta valores inusuales de concentración  $> 5.0\%$ ; así para la composición y las concentraciones descritas procedimos a desarrollar el procedimiento de control requerido aplicando esta técnica analítica.

## MATERIALES Y EQUIPOS

Para el desarrollo del trabajo se empleó un Espectrómetro de Emisión Atómica de Plasma Inductivamente Acoplado (ICP-AES) Spectroflame Modula de la firma SPECTRO, con plasma de argón, observación radial y sistema de introducción de muestras consistente en un nebulizador de flujo cruzado en una cámara tipo Scott. La frecuencia del generador es de 27,12 MHz con una potencia máxima de 2,5 kW.

Todos los reactivos empleados en el trabajo fueron de calidad puro para análisis de firmas reconocidas y calidad certificada.

## RESULTADOS Y DISCUSIÓN

### Parámetros instrumentales

A partir de la composición estimada de la escoria (Tabla 1) fue posible establecer en principio una dilución (Nb y Ta 0,5g/50mL; Ti 0,5g/50/5/100mL) y la selección de las líneas analíticas más apropiadas en función de su sensibilidad y la ausencia de interferencias espectrales; estas fueron Nb: 309.418nm; Ta: 268.517nm y Ti: 336.121nm.

Los rangos de concentración para los estándares de calibración fueron:

- Nb y Ta: 5; 25; 50; 100 ppm -----> 0.05 --- 1.00 %
- Ti: 5; 25; 50; 100 ppm -----> 1.00 ----- 20.00 %

**Tabla I. Composición de la escoria.**

Elementos	Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MnO	CaO	SnO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	TiO <sub>2</sub>
%	0,93	0.43	28.75	9.00	1.15	12.70	0.230	0.120	13.75	2.44	3.20	12.26

Las condiciones instrumentales, optimizadas en función de la menor relación señal ruido, fueron las siguientes:

Potencia - 1200 W

Flujo de nebulización - 1,3 L/min Ar

Presión de nebulización - 3,8 bar

Flujo auxiliar - 1,0 L/min Ar

Flujo de enfriamiento - 14,5 L/min Ar  
Altura de observación - 15 mm con respecto a la bobina.

### Tratamiento de las muestras

Variados son los tratamientos que se reportan – para distintos métodos de determinación - para la descomposición de muestras minerales y productos relacionados portadores de Ni, Ta y/o Ti, los cuales pudieran agruparse en ataques con mezcla de ácidos (como en los trabajos mencionados en la Introducción y los reportados por Andrade y colab., 1997; Grebneva y colab., 1997; Lenahan y colab., 1986; Reddi y colab., 1991 y Kolthoff y colab., 1964), fundiendo con diferentes mezclas de reactivos (Padmasubasshini y colab., 1999; Donaldson y colab., 1983 y Hal y colab., 1990) o la combinación de ambos procedimientos (Yang y colab., 2002 y Kolthoff y colab., 1964). Para este trabajo fueron consideradas las siguientes variantes:

- 0,5 g muestra + 20 mL  $\text{HF}_{(c)}$  + 25 mL  $\text{HCl}_{(c)}$  en beaker de PTFE 200-250 mL. Tapar lo más hermético posible con tapa de polietileno y calentar por unas dos horas en baño de agua o sobre plancha a  $100^{\circ}\text{C}$ , agitando circularmente de forma ocasional hasta que la muestra se haya disuelto. Baje volumen hasta  $\approx 2$  mL; refresque, añada 5 mL  $\text{HCl}$  (1:1) y trasvase a volumétrico de 50 mL lavando con  $\text{H}_2\text{O}$  destilada, enfríe a temperatura ambiente y enrase.
- Idem (a) pero con 10 mL  $\text{HF}_{(c)}$  + 15 mL  $\text{HCl}_{(c)}$
- 0,5 g muestra + 2 mL  $\text{H}_3\text{PO}_{4(c)}$  + 3 mL  $\text{HNO}_{3(c)}$  + 3 mL  $\text{HF}_{(c)}$ , dejar en reposo a temperatura ambiente hasta que la reacción inicial haya cesado y calentar en baño de agua o sobre plancha a  $100^{\circ}\text{C}$  por 30 min. Incrementar el calentamiento a  $200^{\circ}\text{C}$  llevando a  $\approx 2$  mL. Añada 5 mL de  $\text{HCl}$  (1:1), enfríe ligeramente y trasvase a volumétrico de 50 mL lavando con  $\text{H}_2\text{O}$ , enfríe a temperatura ambiente y enrase con  $\text{H}_2\text{O}$  destilada.
- 0,5 g muestra + 10 mL  $\text{HF}_{(c)}$  + 3 mL  $\text{H}_2\text{SO}_{4(c)}$ , dejar en reposo a temperatura ambiente hasta que la reacción inicial haya cesado y calentar a  $100^{\circ}\text{C}$  por 30 min; incremente la temperatura hasta  $200^{\circ}\text{C}$  y lleve a sales húmedas. Lleve finalmente a humos de  $\text{SO}_3$ . Enfríe ligeramente y añada 5 mL  $\text{H}_2\text{SO}_4$  25% v/v. Traslase a volumétrico de 50 mL lavando y enrasando con  $\text{H}_2\text{O}$  destilada.

### Influencia de la matriz

Antes de proceder a probar la influencia de las diferentes opciones de matrices, se trató con los procedimientos considerados una muestra de escoria, resultando descartadas las variantes c y d dada la cantidad de insolubles existentes en la disolución final. De esta manera en un medio final  $\text{HCl}$  5% fueron preparadas estándares de calibración con y sin la presencia de las concentraciones medias posibles (Tabla I) de Al, Fe y Ca y obtenidos los gráficos de calibración en cada caso, no encontrándose diferencias significativas ( $< 5\%$ ) entre sus pendientes.

### Evaluación de tratamientos

Para cada tratamiento se realizó una prueba de recobrado con 0.5g de muestra con adiciones de cada elemento equivalentes a 0.1% Nb y Ta y 1.0% Ti. Cada prueba se realizó a partir de ensayos triplicados. Todos los estándares de calibración eran 5%  $\text{HCl}$  v/v.

Los resultados obtenidos (Tablas II, III y IV) permiten seleccionar cualquiera de los tratamientos probados; en nuestro caso por economía y simplicidad tomamos el b.

**Tabla II. Prueba de recobrado Nb.**



Tratam. a							Tratam. b						
S/a			c/a				S/a			c/a			
%Nb	0,68	0,67	0,69	0,77	0,77	0,80	0,68	0,68	0,65	0,76	0,76	0,77	
X %	0,68			0,78			0,66			0,76			
Δ %	0,10						0,10						

Tabla III. Prueba de recobrado Ta.

Tratam. a							Tratam. b						
S/a			c/a				S/a			c/a			
%Ta	0,35	0,36	0,37	0,46	0,45	0,48	0,36	0,35	0,36	0,45	0,46	0,46	
X %	0,36			0,46			0,36			0,46			
Δ %	0,10						0,10						

Tabla IV. Prueba de recobrado Ti.

Tratam. a							Tratam. b						
S/a			c/a				S/a			c/a			
%Ti	7,35	7,34	7,37	8.32	8.35	8.34	7,36	7,35	7,36	8.35	8.38	8.38	
X%	7,35			8.33			7,36			8.37			
Δ %	0,98						1.01						

## Evaluación de la precisión

Para la evaluación de la precisión se tomaron dos muestras de escoria:  $m_s$  (sin ningún tipo de procesamiento tecnológico para la recuperación de metales) y  $m_c$  (con algún procesamiento) con el objetivo de lograr dos niveles de concentración significativamente diferentes. Para cada muestra se realizaron diez replicas con el tratamiento y las condiciones seleccionadas obteniéndose los valores que se muestran en la Tabla V de la desviación estándar (S) y el coeficiente de variación (CV) para los diferentes valores medios (X) encontrados.

Tabla V. Evaluación de la precisión.

Elemento	X %	$S \times 10^{-3}$	CV %
Nb	$m_s$	0.65	30
	$m_c$	0.078	6.4
Ta	$m_s$	0.34	16.3
	$m_c$	0.053	4.9
Ti	$m_s$	7.36	247
	$m_c$	1.35	125

Los resultados de la evaluación de la precisión son satisfactorios para los requerimientos establecidos en el control tecnológico de los elementos analizados.

## CONCLUSIONES



- Se desarrolló un procedimiento sencillo para el análisis de Nb, Ta y Ti en escorias de fundición de concentrado de estaño a partir de una misma porción de ensayo con una dilución adicional para el Ti por su concentración.
- En las condiciones estudiadas no se observó efecto de la matriz sobre la señal de los analitos en medio HCl 5% v/v y los ajustes obtenidos para los gráficos de calibración fueron buenos en todos los casos.
- La precisión del procedimiento se evaluó a través de replicas en condiciones que representan solo la repetibilidad del mismo por lo que la evaluación debe ser ampliada a partir de su aplicación en rutina en el laboratorio.
- Ante la no disponibilidad de muestras de referencia certificadas las pruebas de recobrado realizadas para la selección del tratamiento se convierten en una prueba necesaria de la no presencia de sesgo significativo en ningún caso.

## BIBLIOGRAFÍA

- Ai J., Z.Y. Tang, 2001. On-line determination of niobium and tantalum in soil and geochemical exploration samples by inductively coupled plasma atomic emission spectrometry with solvent extraction flow injection.. *Guang Pu Xue Guang Pu Fen Xi*, 21,(5):658-60
- Anil G., M.R.P. Reddy, M.K. Sharma, A. Kumar, T.L. Prakash, 2004. Analysis of Tantalum Loaded Tributyl Phosphate for the Content of Major, Minor and Trace Elements Using Microwave Decomposition and ICP-OES. *Chem. Anal. (Warsaw)*, 49, 459.
- Chowdhury, P.Roy., N.K. Roy, A.K. Das, 1995. Determination of Tin, Tungsten, Niobium, and Tantalum in Rocks and Minerals by ICP-AES. *Atomic Spectroscopy*, 16, (3): 104.
- de Andrade J.B., G.S. Nunes, M.P. Veiga, A. C. S. Costa, S. L.. C. Ferreira, A. M. M. Amorim, S.T. Reis, 1997. Spectrophotometric and inductively coupled plasma atomic emission spectrometric determination of titanium in ilmenites after rapid dissolution with phosphoric acid. *Talanta*, 44, (2):165-168.
- Donaldson Elsie M., 1983. Spectrophotometric determination of tantalum in ores and mill products with brilliant green after separation by methyl isobutyl ketone extraction of tantalum fluoride. *Talanta*, 30, (7):497-504.
- Grebneva O.N., I.V. Kubrakova, T.F. Kudinova, N.M. Kuz'zmin, 1997. Direct determination of trace elements in niobium, tantalum and their oxides by inductively coupled plasma emission spectrometry after microwave dissolution. *Spectrochimica Acta Part B: Atomic Spectroscopy*, 52, (8):1151-1159.
- Hall G.E.M., J.C. Pelchat, J. Loop. 1990. Determination of zirconium, niobium, hafnium and tantalum at low levels in geological materials by inductively coupled plasma mass spectrometry. *J.Anal.At.Spectrom*, 5, (5):339-349.
- Kolthoff I.M., Philip. J. Elving, 1964. Treatise on Anal.Chem. part II Sect A, Vol. 6. Easton, PA. John Wiley & Sons: 187, 225, 376.
- Lenahan W.C., R de L. Murray-Smith. 1986. Assay & Analytical Practice in South African Mining Industry. Johannesburg, The South African Institute of Mining and Metallurgy. Monograph Series: 485.
- Moller, P., P. Dulski, W. Szacki, G. Malow, E Riedel, 1988. Substitution of tin in cassiterite by tantalum, niobium, tungsten, iron and manganese. *Geochimica et Cosmochimica Acta*. 52, (6): 1497 – 1503.
- Padmasubashini V., M.K. Ganguly, K. Satyanarayana, R.K. Malhotra, 1999. Determination of tungsten in niobium – tantalum, vanadium and molibdenum bearing geological samples using derivative spectrometry and ICP-AES, *Talanta*, 50, (3):669-676
- Reddi G. S., C.R.M. Rao, T.A.S.Rao, H.S.Muralidhar, 1991.Cold decomposition procedure for the spectrophotometric determination of titanium in ores and minerals. *Analytica Chimica Acta*, 251, (1-2):205-206.
- Sánchez J.E., C.G. Ortiz, A.M. Garcia, A.S.Medel, 1987.Determination of niobium and tantalum in some ores and special alloys by inductively coupled plasma atomic emission spectrometry. *Mikrochimica Acta*, 92 (4-6).
- Saran, R, C.R. Khorge, A. Premadas, V. Kumar, 2004. ICP-OES Determination of Niobium, Tantalum, and Titanium at Trace to Percentage Levels in Varying Geological Matrices. *Atomic Spectroscopy*. 25, (5): 226-231.

Yang X. J., C. Pin, 2002. Determination of niobium, tantalum, zirconium and hafnium in geological materials by extraction chromatography and inductively coupled plasma mass spectrometry. *Analitica Chimica Acta*, 458, (2):375.

## COMPOSICION SUSTANCIAL DE MUESTRAS DE ESCORIAS DE FUNDICION OBTENIDAS A PARTIR DE CONCENTRADOS Y PRODUCTOS DEL PROCESAMIENTO DE MINERALES INDUSTRIALES

**José Antonio Alonso Pérez,<sup>(1)</sup> Ileana Cabrera Díaz<sup>(1)</sup>, Eduardo Acevedo del Monte<sup>(1)</sup>, Carlos Toledo<sup>(2)</sup>, Ventura Herrera Juver**

(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica (CIPIMM), Carretera de Varona, Km 1<sup>1/2</sup>, Capdevila, Boyeros, E- mail: [joseantonio@cipimm.minbas.cu](mailto:joseantonio@cipimm.minbas.cu)

(2) Laboratorio Central de Criminalística (LCC), MININT

### RESUMEN

En el presente trabajo se realiza el estudio de composición sustancial de dos muestras de escorias de fundición procedentes del procesamiento industrial de concentrados de estaño y en la producción de ferroníquel, con la finalidad de conocer las fases formadoras de silicatos y su asociación química con posibles elementos de interés, como resultado de la aplicación de un conjunto de técnicas instrumentales de Mineralogía Analítica entre las que se destacan: la difracción de rayos-X, la Mineralogía Óptica y la espectroscopía IR entre otras.

Mediante el estudio realizado se pudo constatar la presencia de dos silicatos amorfos presentes en la composición sustancial de las muestras: el silicato de magnesio de fórmula química general:  $(\text{Mg,Fe})_2 \text{SiO}_4$  en la escoria de FeNi. Por su parte en la escoria de estaño se identificó el ortosilicato de calcio de fórmula química general siguiente:  $\text{Ca}(\text{Fe, Al, Ti, P, Nb, Ta})[\text{SiO}_4/\text{OH}]$ ; los cuales se concentran en las fracciones - 0,25 + 0,1mm y - 0,074mm. Por otra parte ambas escorias contienen poco  $\text{SiO}_2$  como impurezas.

Como un aspecto de interés se señala que el silicato presente en la escoria de estaño presenta contenidos de titanio, niobio y tántalo: 12.26, 0.93 y 0.35 % respectivamente que se sustituyen isomórficamente por el ión calcio en la red catiónica del mineral.

Sobre la base de los resultados obtenidos se recomienda un estudio posterior para el empleo de estos residuales en la industria de materiales, fundamentalmente con el propósito de sustituir materias primas y de esta forma disminuir los costos de algunas producciones.

### ABSTRACT

#### SUBSTANCIAL COMPOSITION OF THE FOUNDRY SLAGS OBTAINED BASED ON CONCENTRATES AND PRODUCTS OF THE INDUSTRIAL MINERALS PROCESSING.

In the present work a study of the substantial composition of two samples of foundry slags coming from the industrial processing of tin concentrates and in the ferronickel production, to know the phases forming the silicates and their chemical association with possible elements of interest as a result of the application of a group of instrumental techniques of Analytical Mineralogy among which are: X-Ray Diffraction, Thermal Analysis, Optical Mineralogy, IR Spectroscopy and the Sweeping Electronic Microscopy coupled to an Dispersive Energy X-Ray Spectrometer.

Through the study carried out it was seen the presence of two amorphous silicates in the substantial composition of the samples: the magnesium silicate, with general chemical formula  $(\text{Mg,Fe})_2 \text{SiO}_4$  for the ferronickel slag and in the tin slag the calcium orthosilicate, with global chemical formula  $\text{Ca}(\text{Fe, Al, Ti, P, Nb, Ta})[\text{SiO}_4/\text{OH}]$ ; concentrated in the fractions -0.25 + 0.1 mm and in the smallest one 0.074mm. Besides, both slags contain  $\text{SiO}_2$  as impurities in small quantity.

As an aspect of interest, the silicate present in the tin slag have contents of titanium, niobium and tantalum of 12.26, 0.93 and 0.35% respectively, that isomorphically substitute themselves by the calcium ion in the cationic net of the mineral.

Based on the results obtained, it is recommended a further study to use these wastes in the industry of materials, mainly to determine if it is possible or not to substitute raw materials and this way diminish the costs of some productions

## INTRODUCCION

En el presente trabajo se discuten los resultados de las investigaciones mineralógicas de dos residuos industriales que proceden de la producción de FeNi de alta calidad a partir de minerales serpentínicos y concentrados de estaño respectivamente, cuyo residuo principal lo constituyen las escorias de fundición con volúmenes promedios de acumulación en el orden de las 1,5 MMt anuales. La deposición de este residuo fino se hace muy compleja, por lo que es de interés buscar nuevas alternativas para el uso de la escoria, además como resultado del arrastre y oclusión de metales valiosos tales como el niobio y tántalo se producen pérdidas de estos metales, por lo que en la actualidad se desarrollan proyectos de investigación para la recuperación de dichos metales mediante la molienda de la escoria - separación magnética y otras variantes de beneficio.

Para la caracterización mineralógica del material se aplicó un conjunto de técnicas instrumentales y métodos analíticos químicos y mineralógicos tales como: la Espectrometría de Emisión Óptica con Plasma Acoplado por Inducción (ICP-OES), la Difracción de Rayos-X (DRX), la Espectroscopía IR, la Microscopía Electrónica de Barrido (MEB) acoplada a un espectrómetro de rayos-X de energía dispersiva (EDS) y la Mineralogía Óptica apoyada en un estudio granulométrico realizado.

Por todo lo anterior el objetivo del presente trabajo consistió en determinar la composición sustancial de muestras representativas de escorias de fundición de FeNi y Sn mediante la aplicación del complejo de ensayos y métodos analíticos señalados, cuyos resultados serán de gran utilidad para realizar con posterioridad los estudios tecnológicos correspondientes y de esta forma recuperar los elementos valiosos contenidos en dichos residuos.

## MATERIALES Y METODOS

Para la determinación cuantitativa de elementos mayoritarios en las matrices analizadas excepto para el caso del hierro que se determinó por análisis volumétrico, se aplicó el procedimiento de fusión de con metaborato de litio y evaluación final ICP-AES mediante el procedimiento analítico desarrollado por la DCM, empleándose además el Espectrómetro ICP Spectroflame EOP con las siguientes características operacionales:

### Ópticas

- 128 canales analíticos
- 5 sistemas ópticos
- Montaje Paschen-Runge
- Diámetro del círculo de Rowland de 750 mm
- Red holográfica de Zerodur

### Monocromador

- Acceso directo a longitudes de onda
- 4 ranuras de entrada con obturadores conectados mediante fibra óptica a la fuente de luz
- Segmento móvil con 6 ranuras de salida y fotomultiplicadores.

### Generador

- Potencia máxima de 2,5 kW
- Rutina automática de encendido del plasma estabilizado en potencia
- Frecuencia 27,12 MHz

En el caso de este modelo de ICP la observación es axial lo que permite obtener mejores límites de detección aunque se incrementan en algunos casos las interferencias de matriz.

Las condiciones instrumentales se consideraron óptimas cuando se obtuvieron los mejores valores posibles de la relación señal / ruido en las correspondientes zonas del espectro, resultando las mismas las siguientes:

- Potencia - 1200 W
- Flujo de nebulización - 1,2 L/min Ar
- Presión de nebulización - 3,8 bar
- Flujo auxiliar - 1,2 L/min Ar
- Flujo de enfriamiento - 18,8 L/min Ar
- Tipo de observación – axial, centrada con la interfase EOP

Los demás equipos y utensilios de laboratorio utilizados así como los reactivos y el agua empleados tenían, respectivamente, la certificación y pureza requeridas.

Los difractogramas se realizaron por el método de polvo y se registraron en un equipo Philips modelo PW 1710 con las siguientes características:

Goniómetro	vertical
Sistema de focalización	Bragg-Brentano
Radiación	K $\alpha$ Fe
Filtros	Mn
Diferencia de potencial aplicada	30 kV
Corriente anódica	20 mA
Registro angular	6-60 $^{\circ}$ ( $2\theta$ )

Todos los difractogramas se registraron según variante de medición punto a punto; paso angular de 0,05 $^{\circ}$  y tiempo de medición en cada posición de 3 segundos. La calibración del equipo se chequea con patrón externo de silicio.

Los resultados numéricos de intensidades relativas y ángulos de difracción se convirtieron en difractogramas continuos con el empleo del programa "Origin 7.0". Las distancias interplanares se determinaron con el programa Ttod para PC. El análisis cualitativo de fases se realizó con la utilización de la Base de datos PCPDFWIN; versión 1.30, JCPDS-ICDD / 2002, compatible con Windows 98 para Office 2000.

Para los análisis por Microscopía Óptica se utilizó un Microscopio Estereoscópico Polarizador de la firma JENAPOL acoplado a una PC con cámara de video SONY.

El espectro IR se registra en un espectrómetro en base Transformada de Fourier (FTIR) de la firma Bruker, modelo VECTOR 22; intervalo espectral: 4000-400 cm $^{-1}$ ; modo de registro: % Transmitancia. El modo de preparación de la muestra es el de la tableta de bromuro de potasio empleando una relación (muestra / aglutinante) de 2 mg / 200 mg KBr.

Los análisis granulométricos de los residuos se realizaron con el empleo de los tamices de 0,85; 0.5; 0.4; 0.3; 0.25; 0.106 y 0.074 mm según la Norma ASTM correspondiente.

## RESULTADOS Y DISCUSION

## 1.0 Caracterización química

En la Tabla I se muestran los resultados de la caracterización química de ambas escorias de fundición, en las que se aprecia la abundancia del titanio (12,26%) como elemento mayoritario de interés, con contenidos minoritarios de Nb y Ta de 0.93 y 0.35 % en la muestra residuo de Sn. Por su parte, la escoria de FeNi contiene como óxidos mayoritarios: SiO<sub>2</sub>, MgO, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> y Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>.

**Tabla I- Composición química de las muestras de escorias de fundición de FeNi y Sn**

Muestra	% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% TiO <sub>2</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% CaO	% MgO	% NbO <sub>2</sub>	% TaO <sub>2</sub>	% Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% MnO
Esc. FeNi	56,01	2,84	-	19,67	0,39	19,33	-	-	1,35	0,58
Esc. Sn	28,75	9,00	12,26	12,70	13,75	1,15	0,93	0,35	-	-

Los resultados obtenidos por ICP-OES evidencian la posible relación del quimismo reportado con compuestos del tipo silicatos: magnesiano-férrico en el caso de la escoria de FeNi y ferro- titanio- calcio en la de Sn.

## 2.0 Composición granulométrica

En la tabla II se muestra la composición granulométrica de la muestra de escoria de FeNi, en la cual se observa el predominio de las clases finas: - 0.25 + 0.106; - 0.106 + 0.074 y - 0.074 mm

**Tabla II. Distribución granulométrica de la muestra de escoria de FeNi**

Fracción, mm	% en peso	Acumulado
+0,85	1,03	1,03
-0,85+0,5	2,99	4,02
-0,5+0,4	3,92	7,94
-0,4+0,3	7,94	15,88
-0,3+0,25	6,70	22,58
-0,25+0,106	37,52	60,10
-0,106+0,074	10,93	71,03
-0,074	28,97	100,00

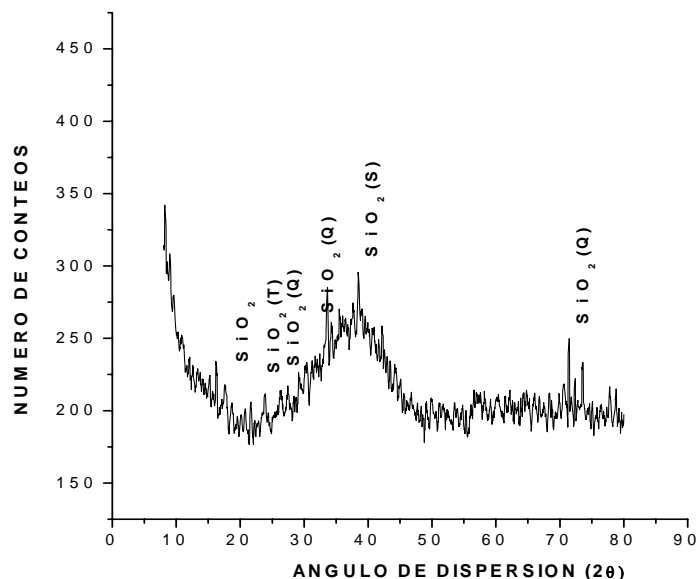
## 3. Composición mineralógica

### 3.1 Difracción de rayos-X.

El difractograma que corresponde a la muestra de escoria de Sn (figura 1) se caracteriza por la presencia de un compuesto amorfo (fase fundamental), dada la deriva característica o elevación del fondo del difractograma en el rango angular de 15 a 60° (2θ). Lo anterior es típico de los procesos de



formación de escorias, en este caso particular producto del enfriamiento brusco del concentrado de cassiterita con la adición previa de materiales escorificantes (arena sílice + cal viva + fósforo), por lo que se puede aseverar que la estructura cristalina del probable silicato formado se afecta en su totalidad, ocurriendo la vitrificación o “congelamiento de la estructura” del sólido, cuya composición química se estableció previamente mediante los resultados de análisis químicos reportados por ICP-OES (Tabla 1). Como fases cristalinas de menor interés se detectaron además tres tipos óxidos de silicio de alta temperatura: cuarzo (PDF: 87-2096); stishovita (PDF: 86-2331) y cristobalita (PDF: 82-1410)



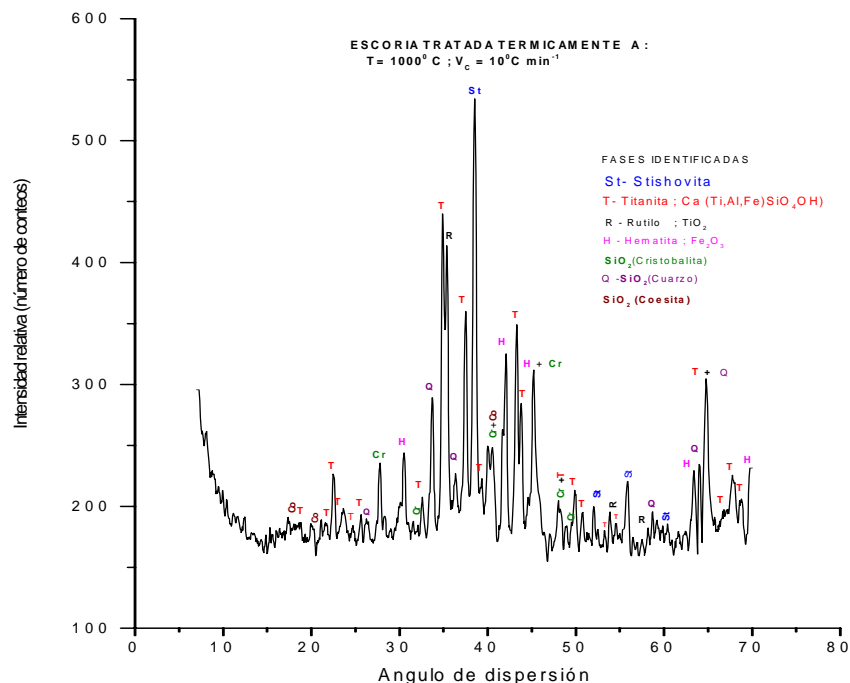
**Figura 1. Difractograma de la muestra de escoria de Sn**

Con el propósito de esclarecer la presencia de silicatos u otras fases libres de silicio presentes en la composición sustancial de la escoria, se sometió a un tratamiento térmico la muestra anterior hasta la temperatura máxima de 1000<sup>0</sup>C bajo un régimen de calentamiento dinámico de 10<sup>0</sup>C/min en atmósfera de aire, obteniéndose el difractograma que se muestra en la figura 2. En el mismo se observa la recrystalización total de la masa vítrea principal de la escoria, con la formación de óxidos de silicio de alta temperatura: stishovita (PDF: 86-2331); cuarzo (PDF: 87-2096); cristobalita (PDF: 82-1410) y coesita (PDF: 77-1725). Por último en el difractograma se detectan otras fases de interés mineralógico: titanita [Ca (Ti, Fe, Al) SiO<sub>4</sub>(OH)] (PDF:87-0253), la hematita (PDF: 87-1166) y el óxido de titanio rutilo TiO<sub>2</sub> (PDF: 88-1175).

Como resultado del análisis del difractograma (figura 2) se infiere que la escoria de Sn presenta en su composición sustancial una mezcla de óxidos de silicio y un silicato de calcio cuya composición química global es muy semejante a la titanita (esfena) que recrystaliza con el tratamiento térmico de la muestra.

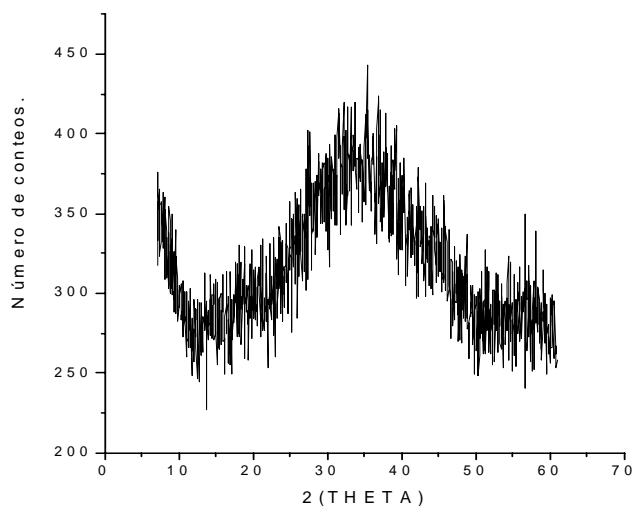
El difractograma de la muestra de escoria de FeNi (figura 3) se caracteriza por la ausencia total de fases cristalinas, ello corresponde a un compuesto amorfo dada la deriva característica (elevación del fondo del difractograma) en el rango angular de 15 a 60<sup>0</sup> (2θ). Lo anterior se justifica también por el proceso de enfriamiento brusco a que se somete la escoria durante el proceso de obtención del ferróníquel, por lo que se puede aseverar que la estructura cristalina del probable silicato formado se

afecta en su totalidad, ocurriendo de esta forma un proceso de vitrificación del tipo solución sólida, cuya composición química se establece según los resultados de los análisis químicos realizados paralelamente por ICP-OES.



**Figura 2. Difractograma de la muestra de escoria de Sn tratada a  $T = 1000^{\circ}\text{C}$ .**

**Fases identificadas:** Stishovita ( $\text{SiO}_2$ ); Titanita  $\text{Ca}(\text{Ti}, \text{Fe}, \text{Al})\text{SiO}_4(\text{OH})$ ; Rutilo ( $\text{TiO}_2$ ); Hematita ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ); Cristobalita, cuarzo y coesita ( $\text{SiO}_2$ )



**Figura 3. - Difractograma típico de la muestra de escoria de FeNi**

### 3.2 ESPECTROSCOPIA INFRARROJA

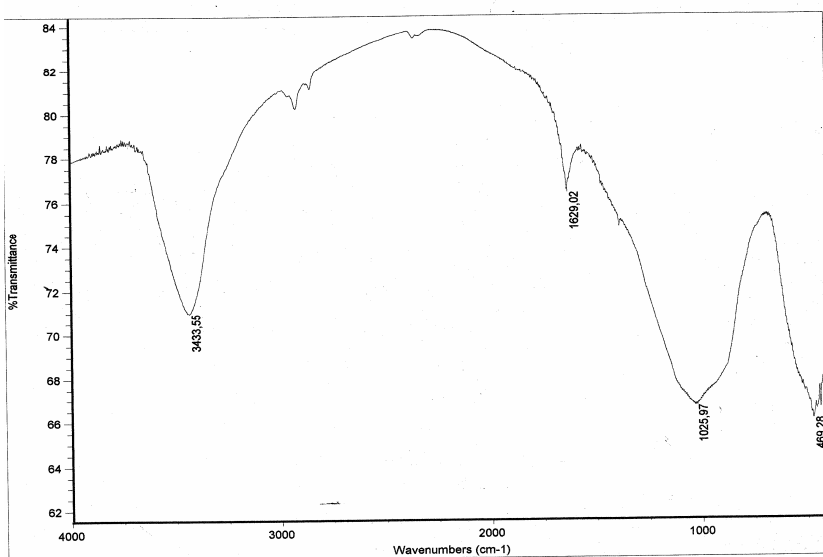
El análisis por espectroscopía IR resultó ser, en este caso particular, la técnica instrumental idónea para la identificación de las fases amorfas presentes en los residuos de fundición objeto de estudio.

En el espectro de la escoria de FeNi (figura 4) se comprueba la existencia de bandas de valencia y de formación del agua de composición asociada a la fase vítrea ( $3433$ ;  $1629\text{ cm}^{-1}$ ), una banda muy ancha (típica de compuestos amorfos) en  $1026\text{ cm}^{-1}$  que se asigna a la vibración de valencia del enlace Si - O característica del grupo  $\text{SiO}_4^-$ . Por último se aprecia una banda ancha típica de fase amorfa de la vibración de deformación del enlace Si-O- Metal a una frecuencia (número de onda) de  $469\text{ cm}^{-1}$ .

El análisis integral del espectro IR se corresponde según Farmer (1974) con un silicato amorfo de magnesio hidratado de la serie del olivino-hortonolita-fayalita: **(Mg, Fe) $_2$ SiO $_4$**

Por su parte, el espectro infrarrojo de la escoria de Sn es muy similar al de la escoria de FeNi y se caracteriza por la presencia de una banda de absorción intensa que se asigna al grupo funcional:  $\text{SiO}_4^{4-}$ , combinada al anión  $\text{OH}^-$  (neso-subsilicato), dado el valor de energía vibracional del enlace de valencia Si-O-Si que se detecta ( $\gamma = 949\text{ cm}^{-1}$ ); además en la posición de las bandas de valencia y deformación características del grupo  $\text{OH}^-$  que aparecen a las frecuencias de:  $\gamma = 3446$  y  $\sigma = 1630\text{ cm}^{-1}$  respectivamente.

El análisis integral del espectro IR indica según consideran Farmer (1974), Krö nert *et al.* (1974) entre otros, la presencia de un ortosilicato complejo con anión adicional (neso-subsilicato) muy semejante a la titanita (esfena), cuya fórmula química global es la siguiente: **Ca(Fe, Al, Ti, P, Nb, Ta)[SiO $_4$  / (OH)]**, si se consideran los resultados del análisis químico ICP-OES, los cuales se corroboran con los datos obtenidos por espectroscopía IR (ver tabla I):



**Figura 4.- Espectro IR típico de la muestra de escoria de FeNi**

### 3.3 RECONSTRUCCION MINERALOGICA

El resultado del análisis granulométrico y la distribución de las diferentes fases mineralógicas se representan en las tablas III y IV.

**Tabla III.- Composición Mineralógica (%) por fracciones (mm) de la muestra de escoria de FeNi.**

MINERAL	+ 0.85	+ 0.5	+ 0.4	+ 0.3	+ 0.25	+ 0.1	+ 0.074	-0,074	Total
Silicato de Mg	0.67	2.25	3.00	5.95	5.82	31.59	8.98	28.97	87.23
Silicato de Mg con Fe	0.34	0.71	0.85	1.71	0.74	5.23	1.66	0.00	11.25
Silicato de Ca	0.03	0.02	0.03	0.07	0.06	0.27	0.16	0.00	0.64
Cromita	0.00	0.01	0.04	0.20	0.08	0.21	0.12	0.00	0.66
Fe Amorfo	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.22	0.00	0.00	0.22
SUMA	1.04	2.99	3.92	7.94	6.70	37.52	10.92	28.97	100,0

Como se puede observar en la Tabla III las fracciones que presentan mayor concentración del silicato de magnesio se encuentran en las fracciones más finas siendo estas (-0.25 + 0.1 mm) y -0.074mm, coincidiendo a su vez con el mineral predominante el cual es una fase vítrea de composición sólida con predominio de un color verde claro dureza 6 – 7, el cual presenta diferentes, los granos con frecuencia presentan contenidos de hierro que les da una tonalidad más oscura y propiedades electromagnéticas. La muestra de escoria está compuesta por un 98,48 % por este silicato de magnesio, además contiene impurezas de sílice amorfa.

Del mismo modo en la tabla IV se observa también el predominio de las clases finas (-0,074 mm) en la escoria de fundición de Sn, por lo que se trata en ambos casos de un material sumamente fino.

**Tabla IV.- Composición Mineralógica (%) por fracciones (mm) de la muestra de escoria de Sn.**

MINERAL	+ 0.1	+ 0.074	- 0,074	Total
Silicato calcico de Ti	8,79	6,89	65,13	80,82
Silicato calcico de Ti y Fe	4,39	4,84	0,00	9,23
Granos de Sn	0,71	0,21	0,00	0,91
Cuarzo	0,21	0,27	8,56	9,04
SUMA	14,10	12,22	73,68	100,00

### CONCLUSIONES

1. Por difracción de rayos-X se comprueba que en la composición sustancial de las escorias de ferroníquel y estaño se detectan silicatos amorfos de magnesio y calcio como fases mayoritarias e impurezas de SiO<sub>2</sub> en sus diferentes formas cristalinas.
2. Después de someter a un tratamiento térmico dinámico la muestra de escoria de estaño hasta la temperatura de 1000°C se observa la total recristalización del sólido amorfo con formación de: Stishovita (SiO<sub>2</sub>); Titanita Ca (Ti, Fe, Al) SiO<sub>4</sub> (OH); Rutilo (TiO<sub>2</sub>); Hematita (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>); Cristobalita, cuarzo y coesita (SiO<sub>2</sub>).
3. Los resultados de espectroscopía IR demuestran que la escoria de ferroníquel presenta una composición químico-estructural del tipo: (Mg,Fe)<sub>2</sub> SiO<sub>4</sub>; mientras que en la escoria de estaño es

un ortosilicato de fórmula global:  $\text{Ca (Fe, Al, Ti, P, Nb, Ta) [SiO}_4 \text{ / (OH)]}$ ; donde el Ti, Nb y Ta se encuentran sustituyendo isomórficamente al ión  $\text{Ca}^{2+}$  en la red catiónica del silicato.

## BIBLIOGRAFIA

Base de Datos de Patrones de Difracción de Polvos de Rayos-X, 2002. PCPDFWIN; versión 1.30, JCPDS-ICDD.

Farmer V.C., 1974. Infrared Spectra of Minerals. Edit Mineralogical Society. London: 750 p

Krönert W, Siegert M., 1974. Tonindustrie Zeitung, 98 (8), 141-151.

Lazarev A ,1962. Vibrational spectra and structure of silicates, IV, Optics and Spectroscopy, 9, (103)

## ANÁLISIS DE NaCl Y SOLUCIONES SALINAS POR ESPECTROSCOPIA DE EMISIÓN ATÓMICA CON PLASMA INDUCTIVAMENTE ACOPLADO (ICP-AES)

**Aida Álvarez Alonso<sup>(1)</sup>, José Rodríguez Balseiro<sup>(1)</sup>, Eduardo. Acevedo del Monte<sup>(1)</sup>.**

(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica (CIPIMM), Varona 12028 Km 1 ½, Boyeros, Ciudad de La Habana, Cuba, CP 10800. Tel:537 578072, Fax:537 578082, e-mail: [acevedo@cipimm.minbas.cu](mailto:acevedo@cipimm.minbas.cu); [aida@cipimm.minbas.cu](mailto:aida@cipimm.minbas.cu)

### RESUMEN

Se desarrolló un procedimiento por ICP-AES para el análisis de NaCl y soluciones salinas, incluyendo las empleadas en la lixiviación a presión de minerales de níquel, para lo que se estudiaron diferentes variantes, especialmente la coprecipitación con dietil ditiocarbamato de sodio (DDC) y la preparación de soluciones de calibración en presencia de la matriz.

Los efectos de matriz fueron estudiados para las matrices NaCl y NaCl+ H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> comparando los conteos contra los obtenidos en soluciones base HCL 5%, encontrándose efectos muy diversos en forma y magnitud, lo que, junto a los bajos y disímiles recobrados obtenidos con la separación con DDC, condujeron a la selección de la calibración en presencia de la matriz.

La validación del método demostró que los gráficos de calibración fueron buenos debido a los altos coeficientes de correlación obtenidos. Los Límites de Detección (evaluados como 3 veces la desviación estándar del blanco) fueron buenos, teniendo en cuenta la complejidad de las matrices estudiadas. Las precisiones fueron apropiadas en ambos casos, pero ligeramente mejores para las muestras que solo contenían sal, lo que debe estar motivado por el hecho de que no se empleó H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> en la calibración y aunque en la evaluación de los efectos de matriz esto parecía no significativo, si lo fue desde el punto de vista estadístico. El sesgo se evaluó mediante una prueba de recobrado y mostró resultados positivos en todos los casos para ambas matrices.

### ABSTRACT

It was developed a procedure for the analysis by ICP-AES of NaCl and saline solutions, including those used in the pressure leaching of nickel minerals. Different variants were studied, specially the coprecipitation with sodium diethyl dithio carbamate (DDC) and matching calibration solutions with the matrix.

The matrix effects were studied for NaCl and NaCl+ H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> comparing the counts with those obtained for HCL 5% solutions, then considering also the low and dissimilar recoveries obtained with the separation with DDC, matching of the calibration solutions with the matrix was selected.

The validation of the method demonstrated that the calibration graphics were good due to the high correlation coefficients obtained. The Detection Limits (evaluated as 3 times the blank standard deviation) were good, considering the complexity of the studied matrices. The precisions were appropriated in both cases, but slightly better for the samples than only contained salt, which must be motivated by the fact that H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> was not used in the calibration. Although in the evaluation of the matrix effects this seemed no significant, it was significant from the statistical point of view. The bias was evaluated by means of a recovering test and it showed positive results in all the cases for both matrices.

### INTRODUCCIÓN.

En la Electroquímica de Sagua se pueden presentar dificultades en el proceso industrial relacionadas con la calidad de la sal. Fue por ello necesario elaborar un sistema de análisis de la sal para un grupo de elementos que no habían sido determinados con anterioridad y que se encontraban en muy



bajos contenidos. Los métodos desarrollados debían ser aplicables a la sal y a las salmueras con ella preparadas, a fin de poder establecer un completo control del proceso.

El único documento normalizativo encontrado sobre este material fue una Norma India de dudosa procedencia y que estaba plagada de errores y dificultades insalvables a la hora de ejecutar las determinaciones. Aunque el procedimiento era extremadamente laborioso e involucraba una gran masa de sal para las determinaciones el CIPIMM (Álvarez y col.) decidió desarrollar una serie de procedimientos, que partiendo de la disolución inicial recomendada por la Norma India, realizaba la determinación de los elementos por diferentes vías, de manera que se cumpliesen los requisitos exigidos. Los procedimientos desarrollados incluían generalmente etapas de extracción con diferentes solventes, dependiendo del elemento. Estos procedimientos resultaron adecuados para los objetivos perseguidos, pero muy laboriosos y el exceso de operaciones que en ocasiones se requerían, afectaban negativamente las precisiones de los métodos.

La necesidad del análisis de estos elementos en este tipo de muestras sigue siendo de interés en la actualidad, tanto para el mencionado problema como para la caracterización de nuestra sal para otros fines (farmacéutico, médico, etc.).

Por otra parte, se le planteó al CIPIMM la necesidad de estudiar la lixiviación a presión de minerales de níquel con soluciones salinas, en concentraciones del orden de 50 g/L de sal. En este caso los elementos a determinar son: Al, Ca, Co, Cr, Fe, Mg, Mn, Ni, Si y Zn, lo que nos planteaba una problemática parecida a la ya descrita, solo que en este caso hay que tener en cuenta además la influencia del  $H_2SO_4$ .

Desde 1997 el CIPIMM posee un Espectrómetro de Plasma Inductivamente Acoplado y ha venido realizando una serie de trabajos para su aplicación. Los resultados obtenidos indicaron la posibilidad de utilizar esta técnica para enfrentar esta tarea. Los problemas fundamentales a solucionar están relacionados con los bajos límites de detección que deben ser alcanzados y la influencia negativa de la presencia de grandes cantidades de sal en la muestra.

Un examen de la literatura especializada nos permitió comprobar que el tema ha sido poco abordado. Las Normas Internacionales y extranjeras consultadas ISO (5 normas), UNE (2 normas), ASTM (1 norma), etc. solo tratan la determinación de los componentes fundamentales de la sal tales como: Ca, Mg, Fe,  $SO_4^{+2}$ ,  $Cl^-$ , etc. Se revisaron además los últimos acuerdos de las reuniones del CODEX.

Aunque desde 1977 Winge y Fassel reportaron el análisis de diferentes tipos de aguas mediante ICP-AES, incluyendo las salinas, se trataba de aguas duras y no de determinaciones en salmueras con alta concentración de sal, ni de la determinación de elementos en tan bajos contenidos. En cambio Atanasova trata un problema similar y recomienda la separación con DDC de la matriz salina antes del análisis. Por otra parte, pruebas preliminares realizadas en el CIPIMM, durante la puesta en marcha del ICP, demostraron que se podían obtener resultados interesantes cuando se analizaban de forma directa soluciones que contenían hasta 5 % de sal, empleando algunas posibilidades que brinda el equipo para el manejo de soluciones con alto contenido de sólidos.

Por todo lo anterior el objetivo de este trabajo fue encontrar las condiciones más ventajosas y rápidas para la determinación de los elementos de interés en la sal y soluciones salinas, incluyendo las que contenían  $H_2SO_4$  para la lixiviación en medio hipersalino, que es una tecnología que está proponiendo la Empresa Canadiense Nichromet y que ha registrado en Cuba dicha patente.

## PARTE EXPERIMENTAL.

## Equipos y materiales.

Para el desarrollo de los procedimientos se empleó un Espectrómetro de Plasma Inductivamente Acoplado (ICP) modelo Spectroflame de la firma **SPECTRO** de Alemania.

Empleándose las siguientes condiciones generales en el equipo:

Potencia de la radiofrecuencia: <b>1200 Watt</b>	Presión del nebulizador: 3,8 bar
Enfoque: radial	Nebulizador: Flujo cruzado
Flujo de gas del plasma: 18,8 L/min Ar	Velocidad de bombeo: 130 r.p.m
Flujo de gas auxiliar: 1,5 L/min.	Altura de observación: 15 mm encima de la bobina
Flujo de gas de nebulización: 1,2 L/min	Cámara de nebulización: Tipo Scott

Estas condiciones garantizan una relación señal/ruido óptima y se ha demostrado en trabajos anteriores que resultan también adecuadas para la mayoría de los fines analíticos. Generalmente es necesario encontrar condiciones favorables para muchos elementos a la vez y esto solo se logra con una solución de compromiso como la sugerida por el fabricante que es la optimización de la relación señal/ruido.

## RESULTADOS Y DISCUSIÓN

### Selección del modo de tratamiento de las muestras.

Del análisis de la literatura y trabajos anteriores se vio que solo hay dos posibilidades para enfrentar el problema:

- a) Separación con DDC del NaCl antes del análisis.
- b) Análisis directo de las impurezas en la matriz salina.

Primeramente fue necesario definir que contenido de sal podía ser manejado en el equipo sin causar tupiciones. Se comenzaron las pruebas con contenidos de 2% que son siempre manipulables por esta vía y se incrementó paulatinamente la cantidad de sal alcanzándose colocar hasta un 10 % de sal. La posibilidad de manipular grandes cantidades de sal nos permite mejorar los límites de detección. Se comprobó además que los efectos son similares después de 5 % de sal.

Para definir la mejor variante se prepararon soluciones con 2 ppm de los elementos Cd, Co, Cr, Cu, Fe, Mn, Ni, Pb y Zn que eran los referidos en la referencia encontrada en la siguiente forma:

- 1.- Solución en medio HNO<sub>3</sub>.
- 2.- Solución en medio HNO<sub>3</sub> con separación de los elementos con DDC.
- 3.- Solución con 10 % de sal y separación de los elementos con DDC.
- 4.- Solución con 10 % de sal.

En todos los casos las muestras se leyeron contra las soluciones de calibración en medio ácido que existen en el Laboratorio. Ejemplos de los resultados obtenidos se muestran en las figuras 1 y 2.

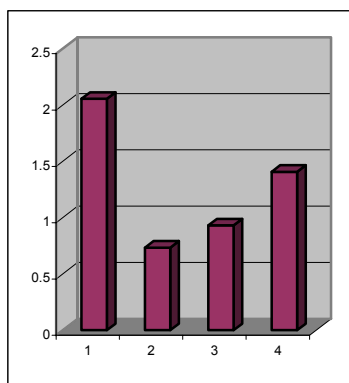


Figura 1.- Recobrados para Cr 2 ppm.

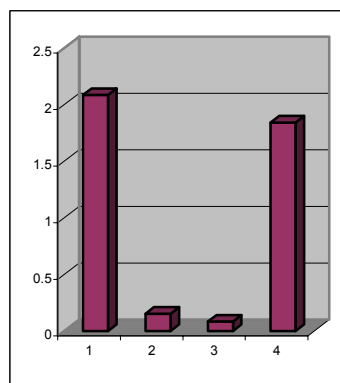


Figura 2.- Recobrados para Pb 2 ppm.

Los resultados mostraron que en ningún caso la precipitación con DDC dio resultados satisfactorios para el establecimiento de un procedimiento cuantitativo. En la mayoría de los casos los recobrados se empobrecieron en presencia de la sal de manera que se hacía más difícil aun obtener recobrados cuantitativos; el mayor recobrado se obtuvo para el Fe y fue de solo un 80 % y muchos elementos presentaron recobrados inferiores al 1 %. Por su parte las lecturas directas en medio sal 10 % contra medio HCl 5% dieron recobrados mucho mejores, que oscilaron entre 70 y 92 %. Aunque esto no permite leer las muestras con estándares en medio ácido, si nos ofrece la posibilidad de preparar soluciones de calibración en medio sal 10 %. O sea, **el modo de tratamiento de las muestras será pesar 10 g de sal, acidular y enrasar en 100 mL.**

#### Selección de las líneas analíticas y las condiciones instrumentales.

Otro aspecto que debe ser tratado cuidadosamente es la selección de las líneas analíticas y las condiciones instrumentales. Debido a la alta cantidad de sodio en las muestras es necesario seleccionar líneas que no sufran grandes efectos por la variación de la potencia efectiva en el plasma debido a la absorción de energía por el sodio. Esta condición puede ser alcanzada de dos maneras.

- 1) Empleando solamente líneas blandas y buscando cuidadosamente el punto de convergencia en el que las mismas sufren muy pocas variaciones en su intensidad al variar la potencia de la radiofrecuencia, tal como lo define Boumans. Si tenemos en cuenta que son líneas blandas las líneas atómicas cuyo potencial de primera ionización es menor que 8 eV, entonces veremos que esto resulta muy complejo por la gran cantidad de elementos a determinar.
- 2) La otra forma de enfrentar el problema sería encontrar las denominadas **condiciones robustas**, que son aquellas en las que cambios en la composición de la matriz no conducen a cambios significativos en la intensidad de la línea analítica. La robustez puede ser alcanzada, o al menos aproximarse a ella, cuando se trabaja con altas potencias de la RF en combinación con largos tiempos de residencia. Para un diámetro dado del inyector, el aumento del tiempo de residencia puede obtenerse disminuyendo la velocidad de flujo del gas portador. Sin embargo el empleo de estas condiciones estaría en contraposición con la necesidad de manejar grandes cantidades de sal en la muestra para poder alcanzar límites de detección adecuados, ya que la presencia de esa cantidad de NaCl enfriaría el plasma y se perdería el efecto.
- 3) Finalmente queda la posibilidad de preparar los estándares con igual cantidad de sal que las muestras (matcheo de las matrices), lo que parece ser lo más conveniente.

La Tabla I contiene las líneas requeridas para los análisis de la sal para uso electroquímico y las requeridas para el análisis de las soluciones de la lixiviación con solución salina de minerales de

níquel, que en general fueron las usadas en el análisis de minerales níquelíferos y productos de su lixiviación ácida por Rodríguez y col. La diferencia está en la composición de la matriz, que en el caso de la sal para electroquímica es solo NaCl al 10%, mientras que en el otro caso se trata de NaCl 5 % + H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> 4 %.

### Estudio de los efectos de matriz.

Para estudiar los efectos de matriz se prepararon soluciones de 1 ppm de todos los elementos, es decir de los que se requieren para evaluar la sal para uso electroquímico y los que se incluyen en los estudios de la lixiviación con H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> de minerales de níquel en solución hipersalina., lo que da un total de 15 elementos estudiados, que son:

Ag, Al, Ca, Co, Cr, Cu, Fe, Mg, Mn, Mo, Ni, Si, Ti, V y Zn

Se prepararon las soluciones de los elementos como sigue:

- (I) En medio acuoso.
- (II) En 5 % NaCl.
- (III) En 4 % H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> y
- (IV) En 5 % NaCl. + 4 % H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>

Las soluciones se prepararon solo con 5 % de NaCl porque se vio que los efectos eran similares a partir de 5%.

Los resultados obtenidos para las lecturas en conteos se pueden resumir como sigue.

- a) La Ag parece tener un aumento de la señal en presencia de NaCl, pero lo que ocurre realmente es que en el resto de las muestras se precipita y los valores correctos y similares corresponden a la solución con NaCl y NaCl + H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>.
- b) Se observó una depresión de la señal con respecto a la solución de los analitos en medio acuoso para el Al y el Cu. En el caso del Cu los efectos son pequeños y muy semejantes; mientras que en el caso del Al el efecto más pronunciado fue el del NaCl, en segundo lugar el de la mezcla y el menor es el del H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>.
- c) No se observó efecto en el Cr, Mn y el Co, con excepción de la solución con H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>.
- d) Para Ca, Fe, Mg, Ni, Si, V y Zn se observó un incremento de la señal en todos los casos, el incremento es similar para NaCl y NaCl + H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> y mayores para el H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>.
- e) El Mo presentó incrementos de la señal en todos los casos, mayor en el caso el H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>, pero en general diferente en todos.
- f) El Ti presenta una depresión de la señal para NaCl y NaCl + H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> y un incremento para H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> solo. Los efectos del NaCl y la mezcla fueron idénticos.

Como puede verse los efectos son complejos y dependen de las características de las líneas seleccionadas de acuerdo a lo planteado en el epígrafe anterior. De cualquier manera queda claro que para establecer un análisis multielemental en ambos casos se requiere de la adición de la matriz a las soluciones de calibración. Dependiendo del elemento podrían emplearse soluciones similares para ambos tipos de muestras. Solo los elementos Al y Mo presentan comportamientos diferentes en ambos tipos de matrices. Este resultado permite usar calibraciones que solo contienen NaCl para evaluar los elementos de la lixiviación de minerales de Ni en solución hipersalina con H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>, solo para el caso del Al se requiere la presencia de este ácido para minimizar los efectos de matriz.

## EVALUACIÓN DEL PROCEDIMIENTO.

Para la evaluación del procedimiento se empleó el método de validación in-house propuesto por Thompson en sus trabajos para IUPAC-ISO-AOAC ya que no existe la posibilidad de realizar estudios interlaboratorios para este tipo de muestras. Se tuvieron en cuenta además las orientaciones para el cálculo de la incertidumbre de Taylor en la Guía NIST y el trabajo Quantifying Uncertainty de la Guía EUROCHEM.

### Construcción de los gráficos de calibración.

Los gráficos de calibración se construyeron teniendo en cuenta los resultados obtenidos en el punto anterior, la Tabla 1 muestra los parámetros de los ajustes de las curvas de calibración, donde se aprecian altos valores de los coeficientes de correlación obtenidos a pesar de la complejidad de las matrices.

Tabla I.- Parámetros de la regresión de las curvas de calibración.

Elemento	Longitud de onda de las líneas seleccionada (nm)	Intercepto	Pendiente	Coef. Correlac.
Ag	328.068	6.553	30.944	0.990
Al	309.289	40.295	12.424	0.999
Ca	317.933	33.484	32.424	0.993
Co	237.862	5.595	5.846	0.999
Cr	284.325	14.226	7.371	0.999
Cu	324.754	1.930	41.669	0.994
Fe	239.562	5.557	11.147	0.999
Mg	279.553	4.559	983.857	0.999
Mn	257.610	4.906	22.338	0.999
Mo	281.615	16.630	7.876	0.990
Ni	231.604	0.771	10.901	0.991
Si	251.612	39.094	16.479	0.990
Ti	334.941	24.948	67.911	0.999
V	309.311	26.982	67.532	0.998
Zn	202.548	1.106	26.095	1.000

### Cálculo de los límites de detección.

Los límites de detección se calcularon como tres veces la desviación típica del blanco ( $3\sigma_{Bk}$ ), para lo que se emplearon 20 réplicas de la muestra blanco en cada caso. Los resultados se muestran en la Tabla II.

En el caso de la sal, más importante que el valor en la solución, lo que resulta útil para el análisis de salmueras, es el valor del LD referido a la muestra sólida. En este caso como se señaló anteriormente se pesan 10 g de muestra que se enrasan en 100 mL. La Tabla III muestra los valores del LD referidos a la muestra. En el caso de la lixiviación ácida de minerales de níquel en solución salina, para el análisis de los minerales se emplea el mismo método de referencia desarrollado por Rodríguez. En el análisis de los licores de lixiviación con solución salina deben emplearse los LD mostrados en la Tabla II.

Como se aprecia en la Tabla los LD son bastante bajos, teniendo en cuenta el tipo de muestra al que corresponden y estos resultados nos permiten abordar muchos problemas relacionados con la

producción de sal, con las ventajas que proporciona un método multielemental, que además permite manipular una alta cantidad de sólidos haciendo el procedimiento más simple que en cualquier otro caso.

**Tabla II.- Valores obtenidos de los límites de detección ( $\mu\text{g/L}$ )**

Elemento	Sal	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> + sal	Elemento	Sal	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> + sal
<b>Ag</b>	0.036	0.125	<b>Mn</b>	0.019	0.019
<b>Al</b>	0.145	0.200	<b>Mo</b>	0.070	0.121
<b>Ca</b>	0.032	0.099	<b>Ni</b>	0.026	0.036
<b>Co</b>	0.054	0.047	<b>Si</b>	0.086	2.141
<b>Cr</b>	0.082	0.063	<b>Ti</b>	0.013	0.027
<b>Cu</b>	0.052	0.101	<b>V</b>	0.030	0.042
<b>Fe</b>	0.031	0.068	<b>Zn</b>	0.006	0.010
<b>Mg</b>	0.002	0.004	-	-	-

**Tabla III.- Valores de los límites de detección referido a la muestra de sal (g/t).**

Elemento	LD	Elemento	LD
<b>Ag</b>	0.36	<b>Mn</b>	0.19
<b>Al</b>	1.45	<b>Mo</b>	0.70
<b>Ca</b>	0.32	<b>Ni</b>	0.26
<b>Co</b>	0.54	<b>Si</b>	0.86
<b>Cr</b>	0.82	<b>Ti</b>	0.13
<b>Cu</b>	0.52	<b>V</b>	0.30
<b>Fe</b>	0.31	<b>Zn</b>	0.06
<b>Mg</b>	0.02	-	

### Evaluación de la precisión (incertidumbre).

Para evaluar la precisión se realizaron 15 réplicas de una muestra típica y se calcularon la desviación estándar (S) y el coeficiente de variación (CV). Las Tabla IV y V (Anexo 1) muestran los valores obtenidos para cada elemento en la matriz sal y la matriz sal + H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>.

Como puede apreciarse los valores obtenidos resultaron satisfactorios en todos los casos para los contenidos a los que corresponden, lo que puede concluirse de los valores de los coeficientes de variación obtenidos. Sólo en los casos del Mo y el Si en ambas matrices se obtuvieron coeficientes de variación altos. Trabajos futuros deben encaminarse a mejorar estos resultados.

En general, la combinación NaCl + H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> dio lugar a coeficientes de variación mayores. Lo que indica una precisión más mala. Esto debe tener su origen en el hecho de que se realizó una calibración con NaCl solamente y aunque cualitativamente los efectos son similares en la mayoría de los casos, desde el punto de vista estadístico de la calibración, si hay diferencias significativas.

### Evaluación de la exactitud (sesgo).

Como no contábamos con muestras certificadas para evaluar la exactitud por tratarse de muestras muy específicas y de contenidos de los elementos en general muy pequeños, se empleó una prueba



de recobrado, como se establece en Quantifying Uncertainty. La Tabla VI muestra los valores añadidos y los obtenidos para ambos tipos de muestras.

Puede apreciarse que, a pesar de las dificultades antes señaladas, los recobrados obtenidos fueron satisfactorios en todos los casos, ya que se encuentran entre 95 y 105 %. Lo que nos permite afirmar la ausencia de errores sistemáticos en los análisis, ya que en este caso no hay influencia de las formas de asociación de los elementos en la muestra, ya que en el caso de los licores de lixiviación con sulfúrico de los minerales níquelíferos en medio salino, los elementos están ya en solución y en el caso de la sal se trata de una disolución con agua.

**Tabla VI.- Evaluación del sesgo mediante la prueba de recobrado.**

Elemento	Matriz NaCl			Matriz NaCl + H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>		
	Añadido µg/mL	Encontrado µg/mL	Recobrado %	Añadido µg/mL	Encontrado µg/mL	Recobrado %
<b>Ag</b>	1.000	1.003	100.3	1.200	1.201	100.1
<b>Al</b>	0.600	0.596	99.3	0.500	0.480	96.0
<b>Ca</b>	1.000	1.050	105.0	1.000	1.004	100.4
<b>Co</b>	1.000	1.031	103.1	1.000	1.041	104.1
<b>Cr</b>	1.000	1.006	100.6	1.000	1.036	103.6
<b>Cu</b>	0.800	0.785	98.1	0.750	0.751	100.1
<b>Fe</b>	1.000	1.013	101.3	1.000	0.997	99.7
<b>Mg</b>	0.100	0.101	101.0	1.000	1.005	100.5
<b>Mn</b>	1.000	1.013	101.3	1.000	1.043	104.3
<b>Mo</b>	1.000	0.987	98.7	1.000	0.996	99.6
<b>Ni</b>	1.000	0.967	96.7	1.000	1.050	105.0
<b>Si</b>	1.000	0.951	95.1	1.000	0.967	96.7
<b>Ti</b>	1.000	0.998	99.8	1.000	1.015	101.5
<b>V</b>	0.100	0.097	97.0	3.000	2.945	98.1
<b>Zn</b>	1.000	1.002	100.2	1.000	1.034	103.4

## CONCLUSIONES.

- Se desarrolló un procedimiento para el análisis de 15 elementos en dos tipos de matrices: NaCl y NaCl + H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>.
- Las determinaciones se hicieron en forma directa disolviendo 10 g de sal por cada 100 mL de solución, ya que no fue eficiente la coprecipitación con DDC.
- Las regresiones de los gráficos de calibración fueron buenas en todos los casos y abarcaron 2 órdenes de magnitud en la concentración de los estándares.
- La precisión del procedimiento fue buena para ambos tipos de matrices, con excepción de la determinación de Mo y Si que debe ser mejorada. La precisión de la matriz mezclada no tan buena como la de NaCl solamente, debido posiblemente a que no se empleó H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> en la calibración.
- Los recobrados de todos los elementos fueron buenos en ambas matrices.

## RECOMENDACIONES.

- Estudiar otros métodos de preconcentración de los elementos para mejorar los límites de detección.

- Buscar nuevas vías para mejorar la precisión de las determinaciones de Mo y Si, para lo que deben ser estudiadas las causas de las desviaciones.

## BIBLIOGRAFÍA.

- Álvarez, A; Cilano, G.; Portal, L., Díaz, N. 1996, Análisis Químico de sal para uso Electroquímico, Informe de Investigaciones CIPIMM.
- ASTM E534-1998. - Standard Test Methods for Chemical Analysis of Sodium Chloride.
- Atanassova D., V. Stefanova, E. Russeva, 1998, Co-precipitative pre-concentration with sodium diethyldithiocarbamate and ICP-AES determination of Se, Cu, Pb, Zn, Fe, Co, Ni, Mn, Cr and Cd in water, *Talanta* 47, 1237–1243.
- Boumans, P.W.J., 1986, Inductively Coupled Plasma Emission Spectroscopy. Part I.- Methodology, Instrumentation and Performance. 4.7.- Optimisation of the ICP operating conditions, pág. 193-217, Ed. John Wiley and Sons.
- ISO 2483-1973.- Cloruro de sodio para uso industrial - Determinación de pérdida de peso a 110°C.
- ISO 2479-1972.- Cloruro de sodio para uso industrial.- Determinación de materia insoluble en agua o en ácido y preparación de las soluciones principales para otras determinaciones.
- ISO 2481-1973.- Cloruro de sodio para uso industrial.- Determinación de halógenos expresados como cloro.- Método mercurimétrico.
- ISO 2482-1973.- Cloruro de sodio para fines industriales.- Determinación de contenidos de calcio y magnesio.- Método complejométrico con EDTA.
- ISO 2480-1972.- Cloruro de sodio para uso industrial.- Determinación del contenido de sulfato.- Método gravimétrico del sulfato de bario.
- Informe de la 20a reunión del Comité del CODEX sobre nutrición y alimentos, Ginebra 23–28 de junio de 1997, PROGRAMACONJUNTO FAO/OMS SOBRE NORMAS ALIMENTARIAS, COMISION DEL CODEX ALIMENTARIUS, 22º período de sesiones, <http://www.fao.org/docrep/meeting/005/W3663S/W3663S04.htm>
- Quantifying Uncertainty in Analytical Measurement, 2000, EURACHEM/ CITAC Guide, second edition.
- Rodríguez . Balseiro, J.E. A. Alvarez Alonso, L. Nieto González, G. Zambrano, M. Jarrosay, 2001, Determinación de elementos de interés en minerales niquelíferos y productos de su procesamiento mediante la aplicación del plasma inductivamente acoplado (ICP-AES), CIPIMM.
- SPECTROFLAME MODULA, 1996, Operation Manual, SPECTROANALYTICAL GMNH, INSTRUMENTS Germany.
- Thompson M. et al, 2002. Harmonized guidelines for single-laboratory validation methods of analysis (IUPAC Technical Report), *Pure and Applied Chemistry*, 74, (5): 835-855.
- Taylor B.N. and Chris E. Kuyatt, 1994 Edition, Guidelines for Evaluating and Expressing the Uncertainty of NIST Measurement Results, NIST Technical Note 1297.
- UNE 34-209-1981.- Cloruro sodio, (sal comestible).- Determinación de hierro.- Método fotométrico con 1,10-fenantrolina.
- UNE 34-207-1981.- Cloruro Sódico, (sal comestible).- Determinación de yoduros.- Método yodométrico.
- Winge, R.K.; V.A. Fassel, R.N. Kniseley, E. Kalb, W.J. Haas, Jr, 1977, Determination of Trace Elements in Soft, Hard, and Saline Waters by the ICP Multi-element Atomic Emission Spectroscopic Technique', *Spectrochim. Acta, Part B*, 32, 327.

## ANEXO 1

**Tabla IV.- Evaluación de la precisión muestra de sal.**

Pará- metro	Elementos (µg/mL)														
	Ag	Al	Ca	Co	Cr	Cu	Fe	Mg	Mn	Mo	Ni	Si	Ti	V	Zn
<b>media</b>	1.003	0.596	1.050	1.031	1.006	0.7845	1.013	0.101	1.013	0.987	0.967	0.951	0.998	0.097	1.002
<b>S</b>	0.1107	0.0494	0.0808	0.0764	0.0602	0.0486	0.0583	0.0096	0.0565	0.309	0.0644	0.366	0.0645	0.0082	0.0649
<b>CV</b>	11.04	8.29	7.69	7.41	5.98	6.19	5.75	9.50	5.58	31.32	6.66	38.48	6.46	8.44	6.47

**Tabla V.- Evaluación de la precisión muestras de lixiviación con H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> y sal.**

Pará- metro	Elementos ((µg/mL)														
	Ag	Al	Ca	Co	Cr	Cu	Fe	Mg	Mn	Mo	Ni	Si	Ti	V	Zn
<b>media</b>	1.201	0.480	1.004	1.041	1.036	0.751	0.997	1.005	1.043	0.996	1.050	0.967	1.015	2.945	1.034
<b>S</b>	0.1353	0.0746	0.1002	0.0879	0.0863	0.0498	0.1085	0.0943	0.1517	0.2724	0.0839	0.3848	0.0877	0.3272	0.0800
<b>CV</b>	11.27	15.53	9.97	8.45	8.33	6.63	10.89	9.38	14.54	27.36	7.99	39.80	8.64	11.11	7.36

## CARACTERIZACIÓN DE MENAS SERPENTINITICAS EN YACIMIENTOS NIQUELIFEROS CUBANOS APLICANDO TÉCNICAS MODERNAS

**Ileana Cabrera Díaz<sup>(1)</sup>, José A. Alonso Pérez<sup>(1)</sup>, Nayda Hernández Martínez<sup>(1)</sup>, Antonio Águila Terry<sup>(1)</sup>, Nery Díaz<sup>(1)</sup>, María C. Rivas<sup>(1)</sup>.**

*(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero - Metalúrgica ( CIPIMM ), Carretera de Varona # 12028 Capdevila, Boyeros, Ciudad de La Habana, Cuba, CP – 11800, E-mail cipimm@ip.minbas .cu*

### RESUMEN

El estudio de las características Físico – Químicas de las muestras de serpentina de diferentes depósitos de zonas de fuerte intemperismo recibidas en el CIPIMM, nos permitió profundizar en particularidades de las misma basados en un estudio de Microscopía óptica detallada, y la combinación de métodos analíticos y técnicas modernas instrumentales como son: Análisis químico de elementos mayoritarios por Microscopia Electrónica de Barrido (MEB) y Espectrometría Dispersiva de rayos –X (EDAX), Análisis de fase cualitativo por Difracción de Rayos –X, Análisis de fase cualitativo por Análisis Térmico en sus variantes ATD, TG y DTG y análisis de Infrarrojo.

Esto a su vez nos permitió conocer la distribución del níquel como elementos útil y determinar cuantitativamente el aporte del mismo por las Serpentininas como mineral predominante en los depósitos estudiados estos resultados les facilitan a los tecnólogos proponer diferentes variantes tecnológicas para el aprovechamiento de las menas.

### ABSTRACT

#### CHARACTERIZATION OF SERPENTINITIC ORES IN CUBAN NICKELIFEROUS DEPOSITS APPLYING MODERN TECHNIQUES.

This work presents the qualitative and quantitative mineralogical characterization of the serpentine samples received in CIPIMM with the objective to deepen in the serpentinitic ores that occur in these rocks and identify the Ni bearing ores. The quantitative evaluation was difficult due to the characteristics of these kind of deposits, because they come from weathering zones that generate significant mineralogical alterations.

This research was based in the study of 3 samples of serpentine taken from different zones of economic importance: Serpentine M1, Serpentine SF1 and Serpentine SF2. They were homogenized, quartered and screened, taking samples for their mineralogical and phase characterization, basing on the physical – chemical characteristics of the serpentine samples, which let us deepen in their particularities according to the study carried out through detailed optical microscopy and the combination of methods such as the analytical and modern instrumental techniques as: chemical analysis of the main elements through Sweeping Electronic Microscopy and Dispersive X-Ray Spectrometry, qualitative phase analysis by X-Ray Diffraction, qualitative analysis by Thermal Analysis in its alternatives: ATD, TG and DTG and the infrared analysis.

This study gave as a result substantial changes in the mineralogical composition of the different samples, particular characteristics of the serpentine such as its texture and this, at the same time, let us know the Ni distribution as useful element and to determine quantitatively the Ni contribution of the Serpentininas as predominant mineral in the studied deposits. As a significant result, in the sample Serpentine M1 it was demonstrated by the X-Ray Diffraction and the Sweeping Electronic Microscopy the presence of the serpentine Lizardite and also its association with Nepouita (hydrosilicate rich in Ni). These results make easier for the technologists to propose different technological alternatives to exploit these deposits.

### INTRODUCCIÓN



Este trabajo presenta la caracterización mineralógica cualitativa y cuantitativa de las muestras de serpentina recibidas en el CIPIMM con el objetivo de profundizar en los minerales serpentiniticos que dan origen a estas rocas e identificar los minerales portadores de níquel, la evaluación cuantitativa fue difícil debido a las características de estos tipos de yacimiento que por ser zonas de intemperismo generan significativas alteraciones mineralógicas.

Esta investigación se basó en el estudio de 3 muestras de serpentina tomadas de diferentes Zonas de importancia económica: Serpentina M1, Serpentina SF1 y Serpentina SF2, en las cuales se homogenizó cuarteo y tamizó, tomándose muestras para caracterización mineralógica y de fase.

Este estudio dio como resultado cambios sustanciales en la composición mineralógica de las diferentes muestras, características particulares de la Serpentina como sus texturas y el contenido de Ni que aportan las diferentes clases.

## MATERIALES Y MÉTODOS

Las muestras de serpentina fueron homogenizadas, cuarteadas y secadas, obteniéndose una fracción para análisis cualitativo por Difracción de RX (DRX) que identifica las características cristalinas de los minerales.

Los difractogramas que se obtienen por el método de polvo se registran en un equipo Philips PW 1710, goniómetro vertical, sistema de foralización Bragg–Brentano, radiación  $K \alpha$  Fe, filtro: Mn, diferencia de potencial aplicada 30 kV, corriente anódica: 20 mA. La calibración del equipo se chequea con patrón externo: silicio, registro angular: desde 6 a  $60^\circ(2\theta)$ . Todos los registros se hacen según variante intermitente (punto a punto), paso angular:  $0.1^\circ$ , constante de tiempo: 3 segundos. Los resultados experimentales de intensidad relativa y ángulos de difracción que se almacenan en ficheros (t x t) y se convierten en difactogramas continuos con el empleo del programa "Origin 6,0". Las distancias interplanares se determinan a partir de los ángulos de difracción con el empleo del programa "Ttod" para Computadora Personal. El análisis cualitativo de fases se hizo con la utilización de la base de datos PCPDF WIN, versión 1.30, JCPDS–ICDP/ 2000, compatible con Windows 98 para Office 2000.

Los termogramas ATD, TG y DTG se determinan en un Derivatógrafo MOM–1500Q. Se emplean crisoles de cerámica tamaño mediano,  $\alpha$ - $Al_2O_3$  calcinada como material de referencia, atmósfera del horno: aire; sensibilidad de los canales: ATD: 250  $\mu$ V, TG: 500  $\mu$ V, DTG: 1mV, tiempo de medición: 100 minutos, Velocidad del papel: 2.0 mm / min, peso de muestra: entre 600 – 640 mg; Velocidad de calentamiento:  $10^\circ C$  / min, temperatura máxima alcanzada:  $1000^\circ C$ .

El análisis granulométrico se realiza con el empleo de los tamices según normas ASTM de: 10.0, 4.75, 2.00, 1.00, 0.5, 0.25, 0.1 y 0.074 mm.

Los análisis químicos de elementos mayoritarios se determinan según las normas del laboratorio acreditado de Química Analítica de la División de Caracterización de Materiales del CIPIMM que emplean la Espectrometría de Absorción atómica y la Espectrometría de Emisión con Plasma Acoplado por Inducción (ICP) para los elementos: Si, Mg, Al, Ni, Co, Cr, Mn.

Las características petrográficas se determinaron a través de secciones delgadas confeccionadas en el CIPIMM donde fueron analizadas en el microscopio polarizador JENAPOL con la video cámara SONY modelo SSC-C 370 con interfase YS- W150. utilizando el analizador de imágenes ( software Digipat ) ; las muestras mineralógicas fueron tomadas del análisis granulométrico y a las mismas se le

realizó separación magnética con el imán de mano, la composición mineralógica se determinó sobre la base del conteo de partículas bajo el microscopio binocular Hund Wetzlar y el cálculo de la proporción en peso de los diferentes minerales para las fracciones por encima de 0.074 mm, Para el calculo de la fracción 0.074 mm fue necesario los análisis de DRX y ATD y confección de briquetas las cuales fueron analizadas en el Microscopio Electrónico de Barrido marca JEOL, modelo JMS5800LV y 15 KV, con un detector de electrones secundarios con el que se obtiene las imágenes y para realizar los microanálisis un detector de rayos X de energía dispersiva modelo DX4 del Centro de Investigaciones de Materiales de Avanzada (CIMAV) de México.

Las micrografías de las muestras por MEB se logran en un microscopio electrónico marca JEOL modelo JMS 5800 LV y un espectrómetro de rayos – X de energía dispersiva modelo DX4 del Centro de Investigaciones de Materiales de Avanzada (CIMAV) de México. Los parámetros de operación que se utilizan son: voltaje: 15kV, detector estándar de electrones:100 segundos, ángulo de elevación del detector: 35°, constante de tiempo: 40 segundos, sin inclinación del haz de electrones

## RESULTADO Y DISCUSIÓN

### Análisis Químico.

En la tabla I se presentan los resultados de las muestras Serpentiníticas donde se puede observar que los contenidos de níquel en las diferentes muestras oscilan entre 0.27 y 1,41%, comportándose inversamente proporcional a los contenidos de MgO y SiO<sub>2</sub>

**Tabla I. Resultados de la caracterización química de las muestras de cabeza.**

Identificación	Elementos Mayoritarios ( % )					
	Ni	Co	Fe	SiO <sub>2</sub>	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
Serpentina M1	1.41	0.031	13.64	36.00	15.39	1.22
Serpentina SF1	1.09	0.016	7.99	48.17	28.37	1.35
Serpentina SF2	0.27	0.013	6.08	45.56	33.83	0.95

### Difractometría de rayos x.

Las muestra Serpentina M1 según datos de los difractogramas está compuestas por dos tipos de Serpentina la fundamental es la Lizardita, con impurezas de Clinocrisotilo, Fosterita, Goethita, y talco Figura 1, mientras que otro difractograma de la misma muestra nos señala la Nepouíta o Revdinskita, (rica en hidrosilicato de Ni) y un mineral del grupo de las Cloritas Figura 2, las muestras Serpentina SF1 Figura 3 y SF2 Figura 4 predomina la Serpentina del tipo Antigorita acompañada de Smectita, Cuarzo y Magnetita.



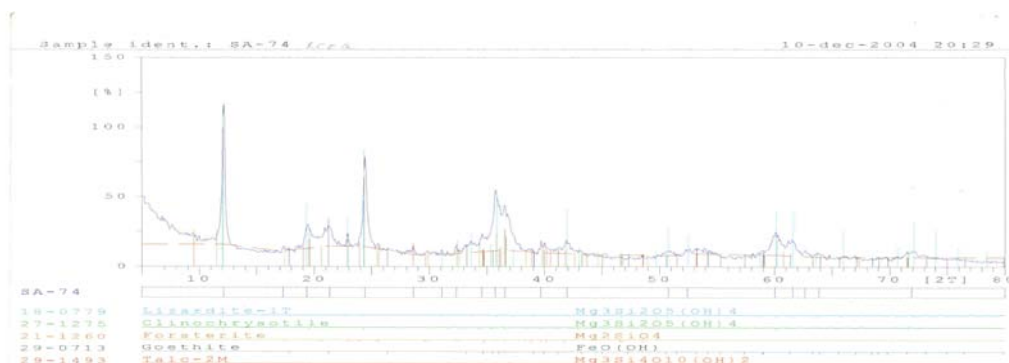


Figura 1.- : Serpentina M1, S- Serpentina Lizardita , Clinocristolite, Forsterita, Goethita, y talco

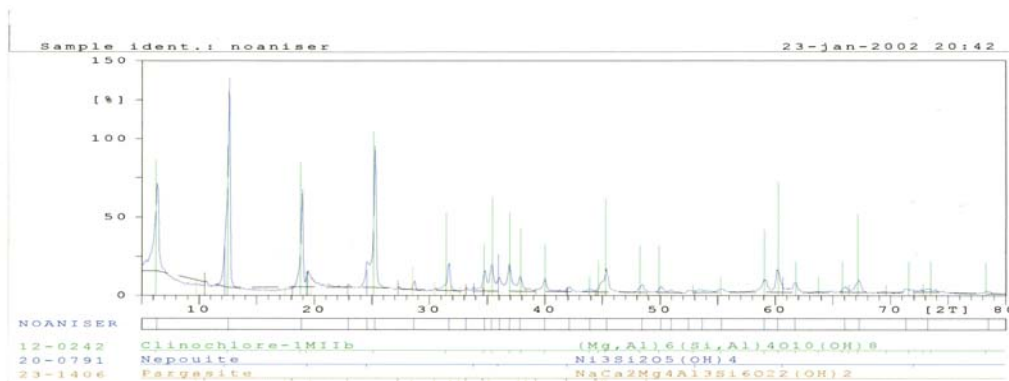


Figura 2.- Serpentina M1 Nepouita o Revdinskita, ( hidrosilicato de Ni ) , Clinocloro

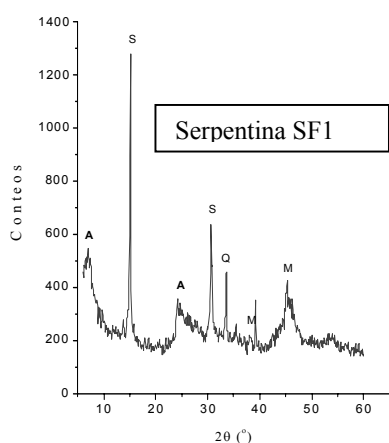


Figura 3 : Serpentina SF1, S- Serpentina Antigorita, A- Smectita, Q- Cuarzo, M- Magnetita

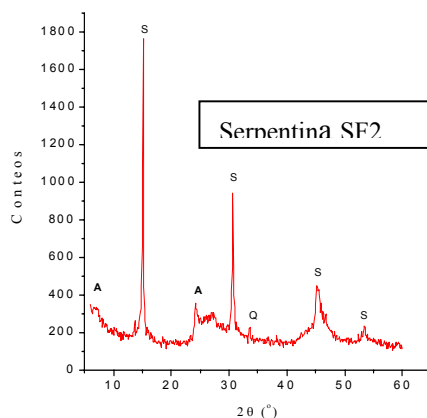


Figura 4.- Serpentina SF2, S-Serpentina Antigorita, A- Smectita, Q- Cuarzo

### Caracterización Termoanalítica.

Los resultados de la evaluación termoanalítica se observa en la Tabla II, en la misma nos da una idea del grado de intemperismo de la de serpentinas fundamentalmente en la M1 donde el porcentaje del mineral Goethita es mas alto, estos resultados se presentan en la Tabla II.

**Tabla II.-** Resultado cuantitativo – Orientativo reportados por los ensayos de ATD realizados a las diferentes muestras estudiadas.

Muestras	% Nontr.	% Mont.	% Goeth.	% Gibbsita	%Sermen.	% Cuarzo	% Otros
Serpentina M1	3	4	34	4	43	2	-
Serpentina SF1	24	-	10	-	55	4	7
Serpentina SF2	18	-	-	-	71	2	9

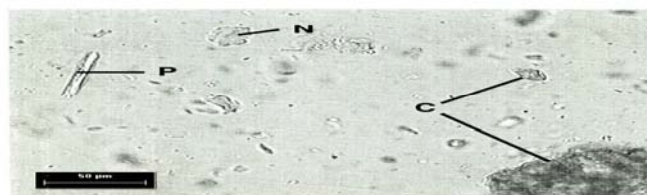
### Recálculo Mineralógico.

Para facilitar el estudio mineralógico fue necesario apoyarnos en un análisis granulométrico vía húmeda, pues existen en las fracciones gruesas una gran cantidad de finos aglomerados, a continuación se les realiza un conteo de partículas bajo el microscopio y el cálculo de su proporción en peso de acuerdo a los pesos específicos de los diferentes minerales para las fracciones por encima de 0.074 mm y de los análisis de difracción de Rayos X y Análisis Termogravimétrico para las fracciones finas.

A continuación ofrecemos una breve descripción de los minerales de interés presente en las muestras objeto de estudio.

La Serpentina como mineral de interés tiene sus peculiaridades en dependencia de la zonación y el grado de intemperismo sufrido.

En la muestra Serpentina M1 encontramos gran variedad de Serpentina predominando la Lizardita ( Ver Figura 1 y 2 ) rica en Nepouita siendo este un hidrosilicato de Ni ( ver Foto 1)



SERPENTINA NIQUELÍFERA DE MOA

La figura superior nos muestra una microfotografía del material molido de la muestra Serpentina Niquelífera de Moa y en la cual se observa clinocloro (C), pargasita acicular (P) y nepouita con hábito hojoso (N).  
De acuerdo con el difractograma de rayos-X correspondiente a esta muestra ("NOANISER") el mineral predominante es el clinocloro, mineral perteneciente al grupo de las cloritas.  
En menor proporción se encuentran el anfíbol pargasita y la nepouita que pertenece al grupo de la serpentina, subgrupo de la lizardita.  
Los óxidos de los análisis químicos de esta muestra suman 88.28 %, así que tal vez lo que falta para el cien por ciento corresponda a los análisis del sodio, potasio y calcio.  
El análisis químico del hierro está alto ( $\text{Fe}_2\text{O}_3 = 28.86 \%$ ), sin embargo no se observa la presencia de hierro en las fórmulas químicas de los minerales mostrados en el difractograma de rayos-X.

  
M. en C. Enrique Torres Moya



Foto 1.- Microfotografía de la Serpentina M1 en la cual se observa la Nepouita con hábito hojoso ( N ), acompañado de Clinocloro ( C ), tamaño 50  $\mu\text{m}$  .

La Antigorita es Apo – Dunita ( proviene del mineral Olivino ), con una estructura orientada – cataclástica ( muy fragmentada con grietas en diferentes direcciones) y de textura reticular, la misma se caracteriza por formas de agregados reticulares formado por hojuelas de antigorita en ocasiones mezclada con crisotilo, estos encierran granulos amorfos de serpofita como un retículo bandeado por magnetita, además se observan algunos cristales de ortopiroxeno ( probablemente hiperstena) muy alterados a bastita que no es mas que una serpentina insipiente con impurezas de alteración parcial de clorita, tremolita – actinolita y talco ver Foto 2.

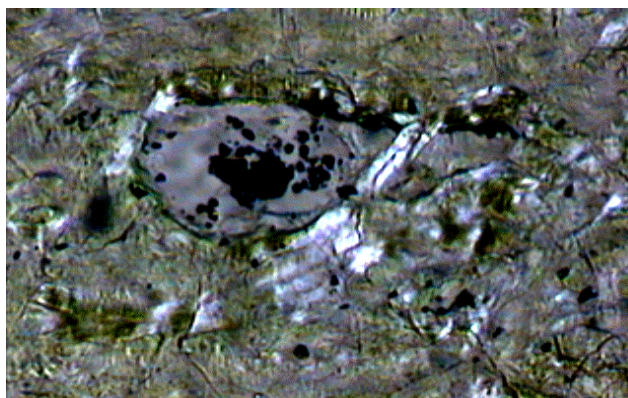


Foto 2.- Granulos amorfos de Serpofita- Ser, rodeados de Antigorita- An ,clorita, nicoles //

En las muestras de Serpentina SF1 y SF2 predomina la variedad Antigorita con cantidades insignificantes de Crisotilo no se descarta la existencia de otra variedad pero esta seria en menor proporción.

La serpentina aparece se observa muy alterada producto de la formación de arcillas, esto provoca en la textura del mineral finas vetillas y nidos de Nontronita y clorita, en la Foto 3 representa una imagen de esta variedad de serpentina.

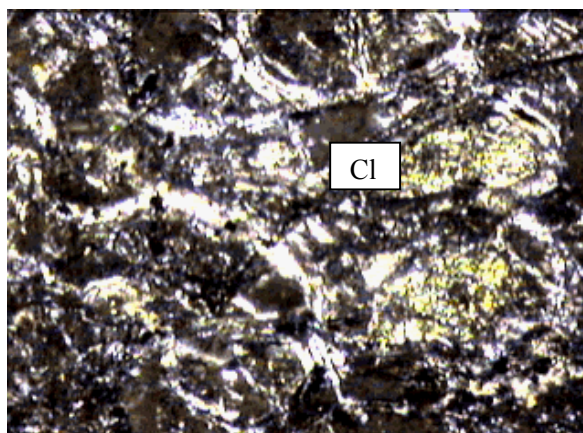


Foto 3.- Imagen del mineral Serpentina, Clorita-CI, Nicoles X, aumento 100<sup>x</sup>.

Los resultados de la caracterización mineralógica de las 3 muestras estudiadas se muestran en la Tabla III.

MINERAL	Serpentina M1	Serpentina SF1	Serpentina SF2
cuarzo	18.93	12.65	9.68
clorita	0.21	0.03	
cromita	2.48	0.43	0.60
goethita	0.54	5.39	2.03
min. manganeso	0.92	0.24	0.11
magnetita	0.15	1.32	1.34
moscovita	-	0.45	-
serpentina	38.64	56.84	66.06
Smectita	5.15	20.26	19.25
hematita	9.61	-	-
limonita	23.35	2.39	0.93
Total	100.00	100.00	100.00

En las muestras estudiadas como se puede observar existe diferencias significativas entre la serpentina M1 y las Serpentina SF1 y SF2 con relación a la composición mineralógica y minerales portadores de magnesio.

Serpentina: En las muestras SF1 y SF2 se encuentra muy alterada a minerales arcillosos del tipo Smectitas, mientras que la Serpentina M1 se encuentra mas intemperizada por lo tanto tiene predominio de los y óxidos e hidróxidos de hierro.

#### ANÁLISIS MICROESTRUCTURAL.

En los estudios realizados por MEB las micrografías de la Serpentina M1 presentan las característica típicas de la serpentina de formas de escamas Foto 4 y 5 muy unidas entre si dando aspecto de panal.

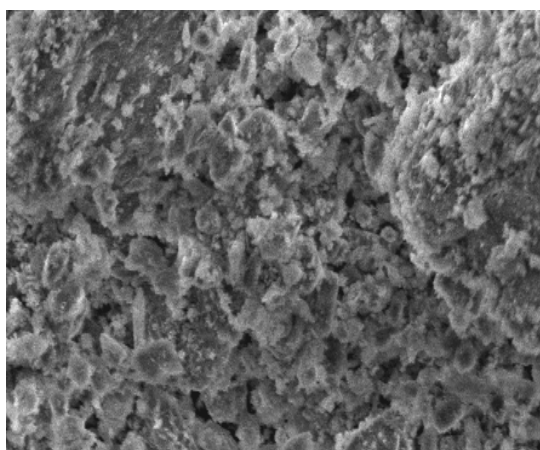


Foto 4.- Micrografía de la serpentina natural Lizardita donde se observa las escamas que

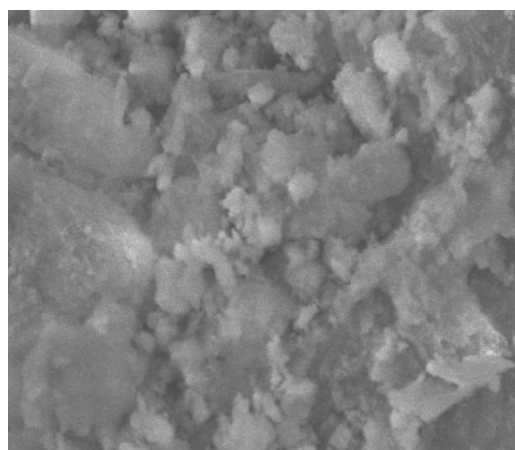


Foto 5.- Micrografía de MEB donde se observa las formas de escamas típicas de

forma el panal. aumento 700x

la serpentina natural, aumento 4.300x.

Como ya se ha explicado en los diferentes tipos de muestras la serpentina M1 que contiene Lizardita no sufre cambios significativos en lo que respecta a su textura sin embargo en los resultados de los espectros MEB-EDAX se observa que en el estudio de diferentes partículas este tipo de serpentina presenta gran variabilidad en los contenidos de Ni el cual oscila entre 1.49, 2.50, 2.64 se puede decir que esto es producto de las alteraciones que ha sufrido en el proceso de intemperismo de la zona y el promedio aproximado del contenido de Ni en la Serpentina M1 es aproximado 2.21 , ver Figura 5.

Mientras que en las Serpentinatas SF1 y SF2 el promedio del contenido de Ni por partícula es de 2,4.

En la Tabla IV se presentan los resultados promedios del microanálisis de 5 partículas obtenidos del análisis de la composición química de las diferentes variedades de Serpentina.

Tabla IV.- Composición Química MEB – EDAX de los principales elementos de las diferentes variedades de Serpentina.

Contenido ( % )					
Muestra	Mg	Si	Fe	Al	Ni
Serpentina M1	18.15	20.38	15.45	4.11	2.21
Serpentina SF1,SF2	32.0	47.0	8.0	8.6	2.4

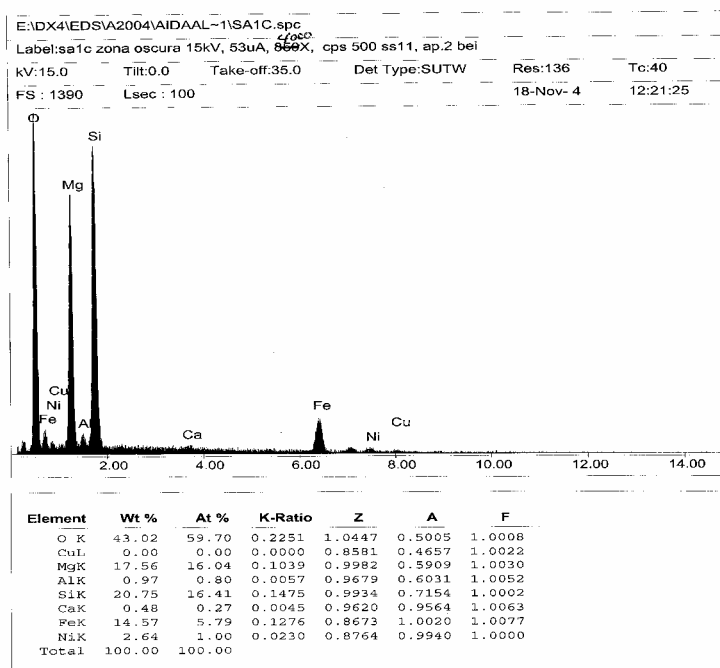


Figura 5.- Espectro MEB-EDAX, de la muestra de Serpentina M1

En la tabla IV se observa con facilidad los contrastes en los % de los elementos principales que integran la composición química de la Serpentina, en el caso de la Serpentina M1 se caracteriza por el alto contenido de Fe producto al grado de intemperismo producido en la zona y su entrecrecimiento con los minerales Goethita y Magnetita, mientras que la Serpentina SF1 y SF2 se caracteriza por presentar altos contenido de los elementos Mg, Si y Al debido a su enriquecimiento





con minerales Smectíticos como la Nontronita, sin embargo se aprecia que los contenidos de Ni de ambas variedades no existe diferencias notables.

## CONCLUSIONES

1. En las muestras serpentínicas estudiadas se observa que la existencia de variedades de mineral entre ellas, la M1 contiene fundamentalmente Serpentina del tipo Lizardita, Antigorita con diferentes grados de alteración y entrecrecida con minerales de formación primaria como el Piroxeno y anfíbol, mientras que en la muestra SF1 y SF2 predomina la Serpentina Antigorita entrecrecida fundamentalmente con minerales arcillosos.
2. En la muestra Serpentina M1 quedó demostrado por los difractogramas de RX y las micrografías de MEB así como su asociación con la Nepouita (hidrosilicato rico en Ni).
3. Los resultados de la composición química MEB – EDAX de los principales elementos en las variedades de Serpentina arrojan diferencias notables entre el contenido de Fe, Mg, Si y Al consecuencia de los diferentes procesos de alteración que dieron origen dichas Serpentinas y producto del enriquecimiento con minerales característicos de esos procesos.
4. Esta variedad de mineral Serpentina y sus alteraciones como minerales acompañantes puede traer como resultados variedad en los procesos tecnológicos aplicados a las mismas para su aprovechamiento como reserva en la obtención de Ni.

## BIBLIOGRAFÍA

- Alonso J.A. N. Vega (1990) "Análisis Termogravimétrico cuantitativo de montmorillonita en arcillas", Memorias del evento Quimindustria, Palacio de las Convenciones, Mayo 21 – 25, pag. 132 – 134.
- Alonso J.A, Rodríguez J (2001). "Análisis Termogravimétrico Cuantitativo de nontronita y serpentina en el yacimiento San Felipe", Informe de Investigación, CIPIMM, 10 Pág.
- Cabrera I. J. Alonso (2001) "Estudio Comparativo de las características petro – mineralógicas de muestras de Serpentinas de los yacimientos Niquelíferos de Moa", Informe Técnico, CIPIMM.
- Formell F (2003). "Diferencias en el desarrollo morfoestructural de las regiones metalogénicas exógenas de Oriente septentrional y Camagüey Central y su influencia en la formación de las cortezas de intemperismo niquelíferas", Taller Internacional de la Geología y Minería del Níquel Cubano, TGMNI 02,V Congreso cubano de Geología y Minería, 24 – 28 marzo, Ciudad de La Habana, Cuba.
- González C:R, N. Vega , J. A.Alonso (1984) "Análisis cuantitativo de goethita en lateritas", Serie Geológica, N° 2, MINBAS, Cuba.
- Grice y col (1994), Canadian Mineralogist, Vol. 32, N° 333.
- Ivanova V.P, B.K. Kazatov B, Krasavina T.N, E. L. Rosinova (1974) "Análisis Térmico de rocas y minerales", Edit Nedra, Moscú, 399 pag (en Ruso).
- Mackenzie R.C (1970), "Differential Thermal Analysis", Edit Academic Press, London, Vol.1, Chapt. 16 – 20, pag 463 – 607.
- Nemecz E (1981), Clay Minerals, Edit. Akadémiai Kiadó, Budapest, 538 pag.
- San Felipe Mining Limited – Geominera S.A (2000), Informe al III Comité de Administración, Ciudad de La Habana, Cuba, 109 pag.
- Smykatz–Kloss W (1974), "Differential Thermal Analysis. Application and results in Mineralogy", Vol I, II. Edit Springer – Verlag, Berlin Heidelberg, 82 fig, 185 pag.
- Zimmermann A. ( 1983 ), "lateritas ferroniquelíferas de la antiplanicie San Felipe", Informe geológico, Empresa Geominera del Centro ( EGMC ).
- V3-0.pdf/Análisis of Geochemical Samples for nickel mineralization.  
[www.genelysis.com.au/services/specific/nickel](http://www.genelysis.com.au/services/specific/nickel)



## ESTIMACIÓN DE LA PRECISIÓN EN LA DETERMINACIÓN DE Ni Y Co EN LATERITAS POR ESPECTROMETRIA DE EMISIÓN ATÓMICA CON PLASMA ACOPLADO INDUCTIVAMENTE

**Lianett Hechavarría Aguilera<sup>(1)</sup>, Eduardo Acevedo del Monte<sup>(1)</sup>, José E. Rodríguez Balseiro<sup>(1)</sup>, Mercedes Bozán Borges<sup>(1)</sup>.**

*(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica, CIPIMM. Carretera Varona 12028, Boyeros, Ciudad Habana, Cuba. Tel: 57 8370, Fax: 57 8082, lianett@cipimm.minbas.cu*

### RESUMEN

El presente trabajo muestra un método práctico y de fácil implementación en los laboratorios de ensayo para la estimación de la precisión en términos de desviación estándar de repetibilidad en condiciones de precisión intermedia, que utiliza como datos los valores obtenidos de determinaciones duplicadas registradas por el Sistema de Control Interno de la Calidad, en este caso específico para las determinaciones de los contenidos de níquel y cobalto en minerales lateríticos mediante digestión ácida y determinación final por espectrometría de emisión atómica con plasma acoplado inductivamente, pero aplicable a otros ensayos.

Se obtuvieron los estimados de repetibilidad en condiciones de precisión intermedia para diferentes niveles de concentración y fue estudiada la relación existente entre precisión y concentración del analito. Generalmente se reportan modelos lineales, pero en el caso de estas determinaciones el mejor ajuste se obtuvo con el modelo *Raíz cuadrada – Y*, y *Raíz cuadrada - X* logrando coeficientes de correlación mayores que 0.996.

A partir del conocimiento de esta relación, es posible estimar la precisión intermedia para cualquier concentración dentro del rango estudiado y con la utilización del factor de cobertura, estimar la incertidumbre asociada a esa medición para el % de confiabilidad requerido.

### ABSTRACT

The present work shows a practical method of easy implementation in the assays laboratories to estimate the precision in standard deviation terms, of repetitivity under intermediate precision conditions, using as data the values obtained from duplicate determinations recorded by the Internal Quality Control System, in this specific case, for the determination of the contents of Ni and Co in lateritic minerals through acid digestion and the final determination through atomic emission spectrometry with inductively coupled plasma, but that can be applied to other assays.

The estimates of repetitivity under intermediate precision conditions for different concentrations were obtained and the relation between precision and analyte concentration was studied. In general, lineal models were reported, but in the case of these determinations, the best adjustment was obtained with the model Square Root – Y, achieving correlation coefficients higher than 0.997.

Knowing this relation, it is possible to estimate the intermediate precision for any concentration between the studied rates, and using the covering factor, to estimate the uncertainty associate to this measurement for the % accuracy required.

### INTRODUCCION

En la actualidad, la industria niquelífera se ha convertido para la economía cubana en uno de los principales ingresos de moneda libremente convertible y dada la amplia reserva con que cuenta el país y la situación favorable de los precios en el mercado internacional, esta industria se encuentra en proceso de expansión. Como todo proceso industrial, es de suma importancia la caracterización de la materia prima, productos intermedios y residuales, que permiten llevar un balance de la operación de la industria para tomar decisiones en función de mejorar la eficacia y eficiencia del proceso.

Alvarez A y col (2000) desarrollaron un procedimiento analítico para la determinación de los elementos de interés: Níquel y Cobalto, que permite la caracterización de los minerales de alimentación y residuos de lixiviación a partir de digestión ácida y determinación final por espectrometría de emisión atómica con plasma inductivamente acoplado. Este procedimiento fue validado obteniéndose estimados de asociados al método para una concentración típica. Como resultado de la aplicación de este procedimiento, se han registrado por el Sistema de Control Interno de la Calidad numerosos pares de valores que permiten la actualización y ampliación de los estimados de precisión para nuevos rangos de concentración.

El conocimiento de la precisión de un procedimiento analítico es de vital importancia para la interpretación de los resultados. Esta debe ser estimada considerando las varianzas intralaboratorio e interlaboratorio, es decir la repetibilidad y reproducibilidad del método, pero resulta muy caro pues deben participar muchos laboratorios y utilizar varios niveles de concentración.

Alternativamente, la literatura reporta modelos más sencillos que involucran un solo laboratorio y con varios niveles de concentración, para el que se realizan como mínimo diez determinaciones de una muestra idéntica en condiciones de repetibilidad o reproducibilidad interna, obteniéndose respectivamente la varianza de repetibilidad  $S_r^2$  o reproducibilidad interna  $S_R^2$ .

En ambos casos pueden realizarse los cálculos a través de las expresiones de cada una de ellas o puede utilizarse softwares estadísticos, obteniéndose los mismos resultados.

En el presente trabajo se propone un método sencillo y de fácil implementación para evaluar la precisión a partir de réplicas obtenidas bajo condiciones de reproducibilidad intermedia, es decir en diferentes días, con muestras de diferentes concentraciones (en un rango aceptable), realizadas por diferentes operarios y en el mismo laboratorio.

La expresión reportada para el cálculo de la desviación estándar de repetibilidad en condiciones de reproducibilidad interna del laboratorio es la siguiente:

$$S_r = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^d (a_i - b_i)^2}{2d}} \quad (I)$$

Siendo:

$a_i$ ,  $b_i$  y  $c_i$ : réplicas de la muestra  $i$   
 $d$ : cantidad de muestras duplicadas

Esta desviación estándar de repetibilidad en condiciones de reproducibilidad interna, definida en la Norma ISO 5725), es además uno de los posibles estadígrafos a utilizar en la práctica para calcular las incertidumbres de los métodos analíticos, requisito también indispensable para presentar la acreditación de los ensayos.

Conociendo los estimados de precisión a varios niveles de concentración es posible obtener las funciones que describen la relación entre  $S_r$  y la concentración de los elementos mediante Análisis de Regresión, permitiendo obtener por interpolación la  $S_r$  para cualquier muestra dentro del rango estudiado y la correspondiente incertidumbre asociada, luego de la aplicación del factor de cobertura.

## RESULTADOS OBTENIDOS

### Evaluación de la precisión.

El Sistema de Control Interno de la Calidad de la Dirección de Caracterización de Materiales ha registrado una data de valores replicados independientes suficientemente grande para el cálculo de la precisión.

Los rangos de concentración de ambos elementos fueron subdivididos en otros más pequeños con el objetivo de evaluar finalmente la precisión a los distintos niveles de concentración.

En este caso, los subrangos fueron procesados por STATGRAPHIC mediante la opción de Comparación de muestras múltiples, pero es posible hacerlo igualmente utilizando una hoja de cálculo Excel o con auxilio de una calculadora haciendo uso de la expresión I. Los resultados obtenidos no presentaron diferencias a los calculados manualmente.

De los resultados que reporta el programa para la comparación de las muestras de cada subrango se utilizan los valores de varianzas intragrupos, que se corresponde, en este caso en que se trata de muestras diferentes, a la desviación estándar de repetibilidad en condiciones de reproducibilidad interna  $S_R^2$ . Estos valores se reportan en la Tabla I.

La comparación de las varianzas intergrupos resultó que estas no son homogéneas, lo cual era de esperarse ya que no se trata de duplicados de una misma muestra sino de réplicas de muestras diferentes. Es por ello, que los valores de cuadrado medio o varianza entre los grupos son significativamente altos. Este valor no tiene en este caso ningún sentido para nuestro trabajo.

Tabla I. Repetibilidad del método

Ni			Co		
Rango (%)	Sr (%)	X media	Rango (%)	Sr (%)	X media
0,045-0,060	$8,4 \times 10^{-4}$	0,054	0,005- 0,006	0,000267	0,0056
0,060-0,075	$7,4 \times 10^{-4}$	0,068	0,006- 0,008	0,000253	0,0071
0,075-0,10	$1,2 \times 10^{-3}$	0,084	0,009- 0,01	0,000348	0,0095
1,00-1,20	$1,2 \times 10^{-2}$	1,176	0,06- 0,08	0,0018	0,0722
1,20-1,30	$1,4 \times 10^{-2}$	1,268	0,08- 0,10	0,0020	0,0908
			0,10- 0,15	0,0023	0,1242

Para comprobar esto, se calcularon los valores de  $S_r^2$  para la ecuación II, resultando en una coincidencia total con todos los valores de varianza intragrupos calculados por STATGRAPHIC. Esto sin dudas, es de utilidad inmediata para el cálculo de las incertidumbres del método, lo cual constituye un requisito indispensable para su acreditación.

### Establecimiento de la relación entre los valores de precisión y el nivel de concentración

Entre la precisión y la concentración del analito, generalmente se consideran varios tipos de relaciones según ISO 5725-2. Entre los valores de concentración y Sr presentados en la Tabla I, es posible establecer una relación, para lo cual se realizó el análisis de regresión utilizando como abscisa la gran media de cada subgrupo, ajustándolos primeramente a funciones lineales con coeficientes de regresión iguales a 98,59% y 99,63% para el Co y el Ni respectivamente. Los coeficientes de

regresión se lograron mejorar con la utilización de modelos alternativos. Los modelos para los cuales se obtuvo el mejor ajuste, ecuaciones y coeficientes de regresión se presentan en la Tabla II. Las figuras 1 y 2 muestran las funciones de ajustes y los límites de confianza y predicción para cada elemento.

Tabla II. Resultados del ajuste por regresión

Elemento	Ni	Co
Modelo	Raíz cuadrada – Y	Raíz Cuadrada – X
Función	$Sr = (0,025 + 0,074 \cdot c_{Ni})^2$	$Sr = -0,0004 + 0,008\sqrt{c_{Co}}$
R <sup>2</sup> , %	99,74	99,62

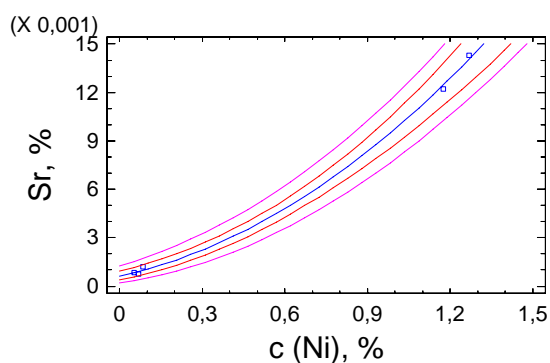


Figura 1. Relación c(Ni) vs Sr

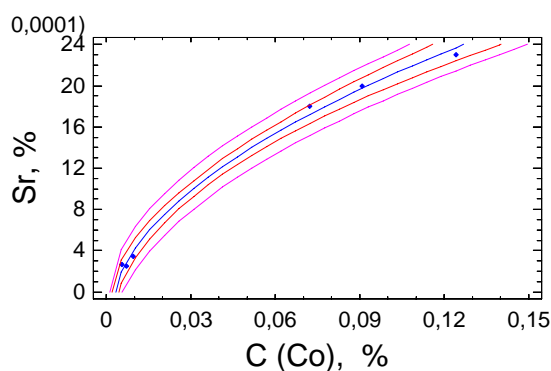


Figura 2. Relación c(Co) vs Sr

## CONCLUSIONES

- Se obtiene la repetibilidad de las determinaciones de níquel y cobalto, a través de los valores de varianza intragrupos obtenidos del ANOVA calculados a partir de valores registrados por el sistema de control de la calidad, en este caso calculados mediante el software STATHGRAPHIC.
- La variabilidad de la Repetibilidad en función de la concentración es explicada en un 99,74% mediante un modelo Raíz Cuadrada –Y y en un 99,62% mediante un modelo Raíz Cuadrada –X para el níquel y el cobalto respectivamente.

## BIBLIOGRAFIA

- Alvarez, A; Rodríguez Balseiro, JE. Procedimiento Técnico DCM, PT-09-001. Norma CIPIMM. Análisis de minerales niquelíferos y productos de su procesamiento por ICP-AES
- NC ISO/IEC 17025:2005 Requisitos generales para la competencia técnica de laboratorios de ensayo y de calibración
- Procedimiento Específico DCM, PE-3.3-01 “Guía para la validación de los métodos de ensayo”.
- ISO 5725-1:1994 “Accuracy (trueness and precision) of measurement methods and results- Part 1: General principles and definitions”.
- ISO 5725-2:1994 “Accuracy (trueness and precision) of measurement methods and results- Part 2: General principles and definitions”.

ISO 5725-4:1994 "Accuracy (trueness and precision) of measurement methods and results- Part 4: General principles and definitions".  
Software STATGRAPHICS PLUS 5.1

# EVALUACIÓN DE LA PRECISIÓN DEL MÉTODO COMBINADO DOCIMASIA-ESPECTROMETRÍA DE ABSORCIÓN ATÓMICA PARA EL ANÁLISIS DE DORÉ

**Guillermo Cilano Campos<sup>(1)</sup>, Lianett Hechavarría Aguilera<sup>(1)</sup>, Luis Álvarez Toledo<sup>(1)</sup>, Mercedes Bozán Borges<sup>(1)</sup>**

*(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero-Metalúrgica (CIPIMM)*

## RESUMEN

Se utilizó el software STATGRAPHIC para calcular las repetibilidades de los métodos de ensayo para las determinaciones de Au, Ag, Cu, Pb y Zn en aleaciones de doré obtenidas industrialmente. Para ello se partió de los valores históricos por triplicado de los análisis químicos de muestras diferentes obtenidos durante la aplicación del control interno de calidad del laboratorio de certificación. Además, se desarrollaron en estas condiciones expresiones de cálculo para la estimación de la Repetibilidad.

Mediante el mismo software y utilizando el programa de Regresión Múltiple se obtuvo la expresión óptima de la Repetibilidad del método de determinación de oro en función de la concentración, de forma tal que pueda utilizarse para el cálculo de las incertidumbres en función de los contenidos.

## ABSTRACT

### EVALUATION OF PRECISION OF THE COMBINED METHOD DOCIMASIA- ATOMIC ABSORPTION SPECTROMETRY FOR THE ANALYSIS OF DORE

The software STATGRAPHIC was used to calculate the repetitivity of the assay methods to determine the Au, Ag, Cu, Pb and Zn in the industrially obtained alloys of dore. To achieve it, we took the historical values in triple of the chemical analysis of the different samples obtained during the application of the internal quality control of the certifying laboratory. Besides, the calculation expressions to estimate the repetitivity were developed under these conditions.

Through the same software and using the program of Multiple Regression, the optimum expression of repetitivity was obtained from the gold determination method in function of the concentration, so as to be able to use it to calculate the uncertainties in function of the contents.

## 1.0 INTRODUCCION Y OBJETIVOS

El doré es una aleación de oro y plata que constituye el producto obtenido en las plantas procesadoras de minerales auríferos. Es un producto exportable y por tanto resulta imprescindible la certificación de los contenidos de Au, Ag, así como de otros metales contaminantes.

Nuestro laboratorio dispone de dos procedimientos analíticos para la determinación de los principales componentes de estas aleaciones (Au y Ag) y de sus contaminantes, entre los que se encuentran Cu, Zn y Pb.

Dada la importancia de la certificación de este producto exportable, los ensayos utilizados para su análisis han sido acreditados por el Órgano Nacional de Acreditación de la República de Cuba (ONARC) según la NC ISO/IEC 17025: 2000 y actualmente se encuentran de proceso de



reacreditación según NC ISO/IEC 17025: 2005. Esta Norma regula los requisitos técnicos y de gestión que garantizan la competencia de los laboratorios de ensayo y calibración, entre los cuales se define la validación de los procedimientos de ensayo y la estimación de la incertidumbre de las mediciones. Con el objetivo de cumplimentar estos requisitos, resultó imprescindible llevar a cabo un ejercicio de validación de los procedimientos en cuestión, para lo cual se utilizó el procedimiento aprobado en nuestro laboratorio para tales fines. Según el mismo, la veracidad y la precisión de los métodos debe ser evaluado teniendo en cuenta la estrategia planteada en las principales normas de exactitud establecidas por la ISO<sup>1</sup>.

De acuerdo a esto, la precisión de los procedimientos analíticos puede ser estimada a través de la expresión general de la varianza total tomando en consideración las varianzas intralaboratorio e interlaboratorio. Este modelo básico, es el más riguroso, pero resulta el más caro ya que deben participar muchos laboratorios y utilizar varios niveles de concentración.

En otra variante más sencilla, el estudio es realizado por un solo laboratorio y con varios niveles de concentración, para el que se realizan como mínimo diez determinaciones de una muestra idéntica en condiciones de repetibilidad, reproducibilidad interna o cualquier otra intermedia, obteniéndose de igual forma la varianza de repetibilidad  $S_r^2$  o reproducibilidad interna  $S_R^2$ .

En estos dos casos pueden realizarse los cálculos a través de las expresiones de cada una de ellas o puede utilizarse softwares como STATGRAPHIC<sup>[9]</sup>, obteniéndose los mismos resultados.

En el presente trabajo se propone una nueva variante para evaluar la precisión a partir de réplicas en diferentes días, en muestras de concentración variable, realizadas por diferentes operarios y en el mismo laboratorio.

A partir de la ecuación general planteada para la reproducibilidad intralaboratorios, cambiando el sentido de  $p$  por el número de réplicas en lugar del número de laboratorio y con el uso de algunos artificios matemáticos, se obtienen finalmente las siguientes expresiones para la repetibilidad en condiciones que no son precisamente de repetibilidad (condiciones de reproducibilidad interna del laboratorio),

$$S_r = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^d (a_i - b_i)^2}{2d}} \quad (I) \quad S_r = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^t [(a_i - b_i)^2 + (a_i - c_i)^2 + (b_i - c_i)^2]}{6t}} \quad (II)$$

siendo

$a_i$ ,  $b_i$  y  $c_i$ : réplicas de la muestra  $i$

$d$ : cantidad de muestras duplicadas

$t$ : cantidad de muestras triplicadas

La importancia de este tipo de Repetibilidad en condiciones de Reproducibilidad interna (según definiciones de ISO 5725), consiste en que es la que se utiliza en la práctica para calcular las incertidumbres de los métodos analíticos, requisito también indispensable para presentar la acreditación de los ensayos.

A continuación se exponen los valores obtenidos de la Repetibilidad de los análisis de Au, Ag, Cu, Zn y Pb calculados a partir de los ensayos por triplicados realizados a muestras de rutina en condiciones de reproducibilidad interna durante un período largo de tiempo, mediante las guías de cálculos expuestas y por el software STATGRAPHIC. También se utilizó este último para el establecimiento

de las funciones entre los valores de precisión y la concentración de los elementos mediante el Análisis de Regresión.

## 2.0 RESULTADOS OBTENIDOS

### 2.1 Evaluación de la precisión.

La cantidad de muestras de doré ensayadas por triplicado para cada elemento en la DCM en los últimos dos años aparecen en la Tabla I.

TABLA I. CANTIDAD DE MUESTRAS POR ELEMENTO

ELEMENTO	CANTIDAD DE MUESTRAS	RANGO DE CONCENTRACION (%)
Au	309	0,2 – 25
Ag	408	1 – 95
Cu	275	1 – 73
Zn	20	0,05 – 0,3
Pb	245	0,1 - 97

Como se puede observar, excepto el caso del Zn que sólo tiene veinte valores analíticos, para el resto de los elementos existe una data de valores replicados independiente suficiente para el cálculo posterior de la precisión.

Los rangos totales de concentración de todos los elementos de la Tabla I fueron desagregados en otros más pequeños con el objetivo de evaluar finalmente la precisión en función de los distintos niveles de concentración. Debe aclararse que por razones obvias, se presentará la forma de cálculo de la precisión para el caso particular del Au. Idéntico proceder se siguió con todos los elementos, obteniendo los resultados que se reportan al final.

En la Tabla II aparecen estos para el caso del Au así como la cantidad de muestras correspondientes.

TABLA II. RANGOS DESAGREGADOS PARA EL Au

RANGO	CANTIDAD DE MUESTRAS	RANGO DESAGREGADO (%)
I	64	0,22 – 0,50
II	83	0,51 – 1,01
III	38	1,02 – 1,96
IV	64	2,12 – 9,59
V	117	10,21 – 19,83
VI	10	20,0 – 24,72

Todos estos valores fueron introducidos a STATGRAPHIC haciendo coincidir el número de réplicas con el número de columnas.

Las Tablas III.1 a III.6 corresponden a los resultados de los análisis de varianza (ANOVA) obtenidos para todos los rangos de la Tabla II.

Tabla III.1 Análisis de la Varianza - Rango I: 0.22-0.50%



Fuente	Sumas de cuadrados	Grados de Libertad	Cuadrado Medio	Cociente-F	P - Valor
Entre grupos	0,492067	63	0,00781058	60,47	0,0000
Intra grupos	0,0165333	128	0,000129167		

Tabla III.2 Análisis de la Varianza - Rango II: 0.51-1.01%

Fuente	Sumas de cuadrados	Grados de Libertad	Cuadrado Medio	Cociente-F	P-Valor
Entre grupos	6,41008	82	0,0781717	135,64	0,0000
Intra grupos	0,0956667	166	0,000576305		

Tabla III.3 Análisis de la Varianza - Rango III: 1.02-1.96%

Fuente	Sumas de cuadrados	Grados de Libertad	Cuadrado Medio	Cociente-F	P-Valor
Entre grupos	6,39268	36	0,177574	149,55	0,0000
Intra grupos	0,0878667	74	0,00118739		

Tabla III.4 Análisis de la Varianza - Rango IV: 2.12-9.59%

Fuente	Sumas de cuadrados	Grado de Libertad	Cuadrado Medio	Cociente-F	P-Valor
Entre grupos	1039,69	63	16,503	2249,60	0,0000
Intra grupos	0,939	128	0,00733594		

Tabla III.5 Análisis de la Varianza – Rango V: 10.21-19.83%

Fuente	Sumas de cuadrados	Grados de Libertad	Cuadrado Medio	Cociente-F	P-Valor
Entre grupos	2148,81	116	18,5243	1257,42	0,0000
Intra grupos	3,44727	234	0,0147319		

Tabla III.6 Análisis de la Varianza – Rango VI: 20.00-24.72%

Fuente	Sumas de cuadrados	Grados de Libertad	Cuadrado Medio	Cociente-F	P-Valor
Entre grupos	74,8327	9	8,31474	279,58	0,0000
Intra grupos	0,5948	20	0,02974		

Como se puede observar de las tablas ANOVA anteriores, los p-valores menores que 0.05 indican que las varianzas no son homogéneas, lo cual era de esperarse ya que no se trata de valores analíticos de una misma muestra sino de réplicas de muestras diferentes. Es por ello, que los valores de cuadrado medio o varianza entre los grupos son significativamente altos.

Sin embargo, los valores de varianzas intragrupos, que coinciden con la Repetibilidad  $S_r^2$ , constituyen valores lógicos teniendo en cuenta la dispersión de las réplicas. Para comprobar esto, se calcularon los valores de  $S_r^2$  para la ecuación II teniendo en cuenta los valores triplicados, resultando en una coincidencia total con todos los valores de varianza intragrupos calculados por STATGRAPHIC.

Aplicando el mismo procedimiento a todos los rangos de concentración desagregados de los elementos Au, Ag, Cu y Pb se obtuvieron finalmente las repetibilidades del método de análisis en función de la concentración, que se reportan en la Tabla IV.

TABLA IV  
REPETIBILIDAD DEL METODO

Analito	Rango (%)	Sr (%)	Analito	Rango (%)	Sr (%)
Oro	0,22-0,50	0,011	Plomo	0,46-0,84	0,0078
	0,51-1,01	0,024		1,53-6,00	0,11466
	1,02-1,96	0,035		6,03-9,91	0,23917
	2,11-9,93	0,086		10,00-15,98	0,30208
	10,12-19,83	0,12		16,26-20,45	0,30191
	20,00-24,73	0,17		21,01-40,41	0,33906
Plata	1,51-4,86	0,102		40,52-55,89	0,41456
	5,02-12,95	0,206		64,01-97,15	0,45796
	14,45-20,99	0,269	Cobre	1,17-2,00	0,0264
	21,44-31,82	0,220		2,00-3,00	0,0396
	31,88-41,59	0,420		3,01-4,99	0,09
	4206-52,00	0,416		5,05-9,95	0,1964
	52,04-64,75	0,440		10,10-16,99	0,16
	65,11-78,00	0,404		16,99-25,93	0,29
	78,04-90,00	0,401		26,10-37,88	0,33
	90,08-94,79	0,382		40,49-59,65	0,37
				60,15-73,90	0,41

Esto sin dudas, es de utilidad inmediata para el cálculo de las incertidumbres del método, lo cual constituye un requisito indispensable para su acreditación.

## 2.2 Establecimiento de la relación entre los valores de precisión y el nivel de concentración

Entre la precisión y el nivel de concentración del analito, generalmente se consideran varios tipos de relaciones según ISO 5725-2. Teniendo en cuenta los valores de  $S_r$  obtenidos y las concentraciones de la Tabla IV, se deduce que la desviación estándar de repetibilidad tiende a incrementarse a medida que aumenta la concentración, de manera que sería factible establecer alguna relación entre ambos.

Mediante Statgraphic se procedió a someter el caso del Au a un Análisis por Regresión, tomando la gran media de cada rango de concentración como abcisa y la desviación estándar de epetibilidad como ordenada:

TABLA V  
RELACION DE LA VARIANZA CON LA CONCENTRACION Au

c (Au)	S <sub>r</sub>
0,395	0,011
0,797	0,024
1,437	0,035
6,225	0,086
14,457	0,12
21,774	0,17

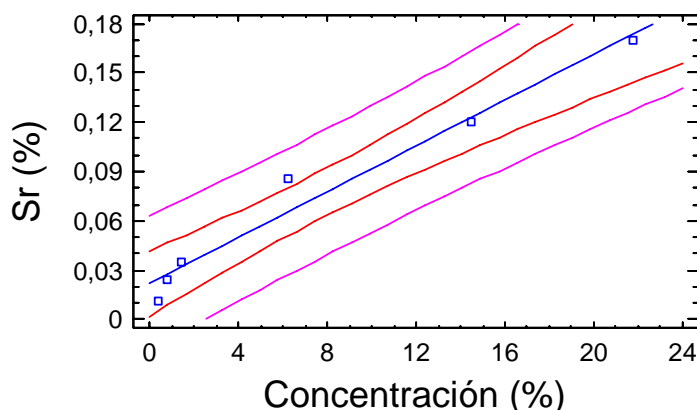
Primeramente se utilizó la Regresión Simple y la ecuación del modelo ajustado es:

$$S_r = 0.0219 + 0.0070 \cdot c(Au)$$

Dado que el p-valor obtenido del ANOVA es 0.0004, inferior a 0.01, se confirma que hay relación estadísticamente significativa entre la S<sub>r</sub> y la concentración para un nivel de confianza del 99%. El estadístico R<sup>2</sup> indica que el modelo explica un 96,62% de la variabilidad de S<sub>r</sub>.

Se realizó el test de Durbin-Watson que examina los residuos para determinar si hay alguna correlación significativa basada en el orden en el que se han introducido los datos en el fichero. Dado que el p-valor obtenido (0.0899) es superior a 0.05, no hay indicio de autocorrelación serial en los residuos. A continuación se expone el gráfico de modelo obtenido.

Gráfico del Modelo Lineal Ajustado

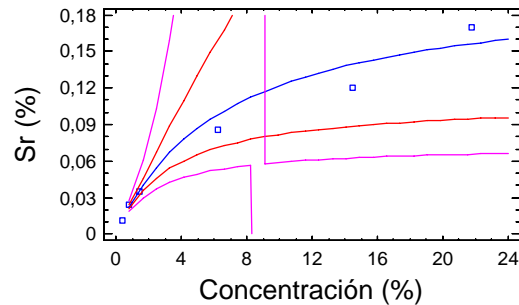


Se procedió entonces realizar una comparación con Modelos Alternativos, obteniéndose que el modelo Doble Inverso explica un 99,40% de la variabilidad en S<sub>r</sub> después de la transformación a escala recíproca para linealizar el modelo. Tampoco se observó evidencia de autocorrelación serial de los residuos.

Finalmente puede expresarse la relación entre las variables de la siguiente manera:

$$S_r = \frac{1}{4.87 + \frac{33.16}{c(Au)}} \quad \text{y con el siguiente gráfico:}$$

Gráfico del Modelo Doble Inverso Ajustado



### 3.0 CONCLUSIONES

Las Tablas de ANOVA obtenidas mediante el empleo del software STATGRAPHIC, a la data de valores triplicados del análisis químico de muestras diferentes de doré, efectuado en un año durante la aplicación del control interno de la calidad, muestran que puede obtenerse la repetibilidad de los métodos de ensayo de oro, plata, cobre, zinc y plomo, a través de los valores de varianza intra grupos. Sin embargo, las varianzas totales las cuales atribuyen a la reproducibilidad del método, no son homogéneas, por lo que no pueden utilizarse para la estimación.

Con el mismo software y mediante la utilización del programa de regresión múltiple, se demostró que la relación de mayor ajuste entre la repetibilidad y la concentración de oro en el doré, obedece a un modelo Doble Inverso, el cual explica un 99,4% de la variabilidad:

$$S_r = \frac{1}{5,75799 + \frac{30,2302}{Au}}$$

### 4.0 BIBLIOGRAFIA

- Procedimiento Técnico DCM, PT-05-003. Norma CIPIMM. Determinación del contenido de Au, Ag, Cu, Fe, Ni, Pb y ZN en muestras de doré.
- Procedimiento Técnico DCM, PT-05-004. Norma CIPIMM. Determinación del contenido de Au en muestras de doré.
- NC ISO/IEC 17025: 2000 Requisitos generales para la competencia técnica de laboratorios de ensayo y de calibración.
- NC ISO/IEC 17025:2005 Requisitos generales para la competencia técnica de laboratorios de ensayo y de calibración.
- Procedimiento Específico DCM, PE-3.3-01 "Guía para la validación de los métodos de ensayo".
- ISO 5725-1:1994 "Accuracy (trueness and precision) of measurement methods and results- Part 1: General principles and definitions".
- ISO 5725-2:1994 "Accuracy (trueness and precision) of measurement methods and results- Part 2: General principles and definitions".



ISO 5725-4:1994 "Accuracy (trueness and precision) of measurement methods and results- Part 4: General principles and definitions".  
Software STATGRAPHICS PLUS 5.1

## CARACTERIZACION Y ALTERNATIVAS TECNOLOGICAS DE BENEFICIO DE ARENAS RUTÍLICAS CUBANAS PARA SU USO EN LA FABRICACIÓN DE MATERIALES PARA SOLDAR

**Luis Gómez Rodríguez<sup>(1)</sup>**; **Blanca Nieves Martín Cabrera<sup>(2)</sup>**; **Lorenzo Perdomo González<sup>(1)</sup>**; **Amado Cruz C.<sup>(1)</sup>**; **María Julia Carrillo Alfonso<sup>(1)</sup>**; **Rafael Quintana Puchol<sup>(1)</sup>**; **Ma. Esperanza del Pozo<sup>(2)</sup>**; **Carlos Dickson<sup>(1)</sup>**.

(1) Universidad Central "Marta Abreu" de Las Villas. Carretera a Camajuaní Km 51/2. CP. 54830. Santa Clara. Villa Clara. Cuba. Telef. (53-42)281164. Ext. 108. FAX (53-42)281608. E.Mail: [lugo@uclv.edu.cu](mailto:lugo@uclv.edu.cu)

(2) Empresa Geólogo Minera del Centro. Santa Clara. V.C. Cuba. E.Mail: [blancan@egmc.vcl.cu](mailto:blancan@egmc.vcl.cu)

### RESUMEN

En el presente trabajo se exponen los resultados de la caracterización Química y Mineralógica de una muestra de arena negra (Rutílica), cubana, procedente del Yacimiento Mejías en la desembocadura del Río Sagua de Tánamo de Holguín. Se analizan y ejecutan posibles alternativas de beneficio a nivel de laboratorio, apoyadas fundamentalmente en la Separación Magnética y (o) Electromagnética, a diferentes intensidades de corriente, obteniéndose fracciones magnéticas, no-magnéticas y electromagnéticas pesadas y ligeras, con determinadas composiciones en uno u otro componente, que permiten caracterizarlos como concentrados.

Mediante balances de masa se determinan las cantidades de sustancias de la carga para la preparación de la aleación.

Se realiza el proceso de reducción de la fracción magnética, dado su alto contenido de cromo para la obtención de un Ferro cromo, de buenas y amplias perspectivas de utilización en la preparación de materiales para soldar, de donde se obtiene que la Escoria resultante tiene en su sistema de óxido, componentes como  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ ,  $\text{CaFe}$ ,  $\text{SiO}_2$ , lo que la hace factible para la obtención de fundentes aglomerados aleados, en tanto que la aleación obtenida del proceso de reducción, dada su característica multicomponente y su alto grado de fragilidad, reúne buenas propiedades para su empleo en el desarrollo de materiales para soldar, por lo que la producción de fundentes aleados a partir de la aleación y la escoria del proceso en las condiciones específicas de Cuba, es económicamente ventajoso (efecto económico de 3633,45 \$/año).

### ABSTRACT

In the present work the results of the Chemical and Mineralogical characterization of a sample of black Cuban sand (Rutílica), are exposed, coming from the Location Mejías in the outlet of the River Sagua of Tánamo of Holguín. Are analyzed and executed possible alternatives of benefit at laboratory level, leaning fundamentally in the Magnetic Separation and (or) Electromagnetic, to different current intensities, obtaining you heavy and slight magnetic, no-magnetic and electromagnetic fractions, with certain compositions in one or another component that allow to characterize them as concentrated.

By means of balances of mass the quantities of substances of the load are determined for the preparation of the alloy.

The process of reduction of the magnetic fraction is made, given its high chromium content for the obtaining of a Ferroalloy, of good and wide use perspectives in the preparation of materials to weld, of where it is obtained that the resulting Scum has in its oxide system, components as  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ ,  $\text{CaFe}$ ;  $\text{SiO}_2$ , what makes it feasible for the obtaining of alloyed amassed flux, as long as the obtained alloy of the reduction process, given its characteristic multicomponent and its high grade of fragility, gather good properties for its employment in the development of materials to weld, for that that the flux production alloyed starting from the alloy and the scum of the process under the specific conditions of Cuba, is economically advantageous (economic effect of 3633,45 \$/year).

## INTRODUCCION

La sustitución de importaciones en todas las ramas de la economía, es un aspecto que cobra cada día mayor importancia en nuestro país. Este principio aplicado a la fabricación de materiales para soldar, conlleva al estudio de arenas nacionales que sometidas a un beneficio, pudieran aportar la materia prima requerida.

Varias son las arenas de yacimientos naturales en nuestro país, o provenientes de un proceso de beneficio primario en las areneras, las que pueden constituir la materia prima deseada a partir de sus elementos componentes, entre los que se pueden encontrar Oxidos de Titanio, Cromo, Magnetita, etc, de gran significación e importancia en la fabricación de materiales para soldar.

Las arenas negras del Río Sagua de Tánamo de la Provincia de Holguín, constituyen uno de estos recursos, en las que el componente  $TiO_2$  (Rutilo), se encuentra en una considerable proporción, lo que ofrece un fuerte argumento para su beneficio, con vistas a ser usada en la fabricación de materiales para soldar, sin descartar la posibilidad que de forma similar pueden brindar la Magnetita ( $Fe_3O_4$ ) y el Cromo, cada uno como concentrado en sus respectivas fracción.

El beneficio es el proceso que posibilita obtener de las materias primas, el producto concentrado de los componentes útiles, con la calidad y forma requerida para el proceso industrial (Fomenko T., 1980; Flores H. 1983; Mitrofanov I. 1982; Razumov K. 1986). Su selección depende de los siguientes factores:

- .-La exigencia de la composición del concentrado.
- .-La composición química y mineralógica de la materia prima, así como su contenido del componente útil.
- .-Las diferencias de las propiedades físicas (peso específico, propiedades magnéticas, eléctricas, mecánicas, etc.) del material útil y de la ganga.
- .-Granulometría de la materia prima.
- .-El valor del componente útil.
- .-Los costos del beneficio.

Existen diferentes métodos para llevar a cabo el beneficio. Ellos son:

- 1.-Método de preparación: incluye la trituración, molienda, clasificación, tamizado y lavado.
- 2.-Método de enriquecimiento: incluye la flotación, métodos gravimétricos (como en la clasificación hidráulica, neumática en medios densos, etc., la separación electromagnética, entre otras.
- 3.-Métodos auxiliares: incluye desagüe, filtrado y secado.

Una combinación de tamizado, lavado y la separación electromagnética, permite la obtención de la magnetita.

De lo expuesto anteriormente se deriva la importancia del presente trabajo, que tiene como objetivo fundamental **REALIZAR LA CARACTERIZACION Y UN ESTUDIO DE ALTERNATIVA TECNOLOGICAS DE BENEFICIO DE ARENAS RUTILICAS, PARA LA OBTENCION DE CONCENTRADOS ENTRE ELLOS EL DE MAGNETITA, CON VISTAS A SU UTILIZACION EN LA PREPARACION DE FERROALEACIONES , EN ESPECIAL EL FERROCROMO, PARA LA FABRICACION DE MEZCLAS FUNDENTES Y ELECTRODOS PARA SU USO EN LA SOLDADURA, CON SU CORRESPONDIENTE REPERCUSION ECONOMICA.**

## MATERIALES Y METODOS. RESULTADOS.

La materia prima utilizada en el presente trabajo, la constituye una muestra de Arena Negra del Placer Mejías en la desembocadura del Río Sagua de Tánamo de la Provincia de Holguín. La misma fue sometida previamente a un lavado y clasificación para eliminar grava y arcilla, disponiéndose de 3 kgs, los que fueron homogenizados y cuarteados.

La muestra fue preparada y se sometió a una caracterización química y mineralógica en los laboratorios de la Empresa Geólogo Minera del Centro (EGMC), cuyos resultados se muestran en las tablas I y II, pudiéndose observar el alto contenido de Magnetita, Cromo y Rutilo, minerales de interés, por lo que se pone de manifiesto que el método de enriquecimiento más apropiado para esta materia prima, debe incluir la Separación Magnética y la Electromagnética.

TABLA I, Análisis Mineralógico de la muestra inicial. Peso Total: 43,5652 g

MINERALES	CONTENIDO DE MINERALES [%]			
	Peso: 0,2148 g Fracción Pesada No- Electromagnética.	Peso: 22,76 g Fracción Pesada Electromagnética	Peso: 18,66 g Fracción Pesada Magnética	Peso: 1,58 g Fracción Ligera
Rutilo	15			
Esfena	61			
Zircon	20			
Apatito	1			
Corindón	dados granos			
Cromita		40		
Ilmenita		5		
Epidota y Fragn. Epidotizados		15		
Antibol Horblenda		3		
Antibol Actinolitremlita		5		
Piroxeno		30		
Magnetita		Granos	9,5	
Martita			2	
Carbonato				42
Oxido de Hierro		2		3
Cuarzo				Granos
Feldespato				10
Serpentina				5
Frag. de Rocas.				40
Granate		Granos		
Minerales Electromagnéticos	1		3	
Minerales Ligeros	2			2

TABLA II, Composición Química de la muestra inicial.

Componentes / Elementos	Composición [%]
SiO <sub>2</sub>	11,70
TiO <sub>2</sub>	10,23
Na <sub>2</sub> O	0,69
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,03
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	6,53
CaO	<0,5
K <sub>2</sub> O	0,06
MnO	0,60
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	44,43
MgO	5,28
SO <sub>3</sub>	11,78
Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	12,16
Pérdidas por Incineración	0,56

Para la Separación Magnética se trabajó en el propio separador electromagnético a una intensidad de corriente (I)=0.

La fracción que queda se separa en Electromagnética y No-Electromagnética, trabajando en el mismo equipo, con I =0,5 A (Tabla III), e I =1,5 A(Tabla IV).

TABLA III, Análisis Mineralógico de la muestra beneficiada. I = 0,5 A. Peso de la muestra: 400g

MINERALES	COMPOSICION MINERALOGICA [%]		
	Fracción Magnética Peso: 170,9 g	Fracción Electromagnética Peso: 144 g	Fracción No-Electromagnética Peso: 81,9 g
Magnetita	97	1	
Epidota	1	18	50
Feldespatos	2		10
Cuarzo	Granos		5
Cromita		78	25
Granate		1	
Oxido de Hierro		1	
Mica		Raros Granos	
Antibol Actinolitremlita			Granos
Hidribofita			Granos
Mosconita			Granos

TABLA IV, Análisis Mineralógico de la muestra beneficiada. I = 1,5 A. Peso de la Muestra: 400 g

MINERALES	COMPOSICION MINERALOGICA [%]		
	Fracción Magnética Peso: 183 g	Fracción Electromagnética Peso: 199,7 g	Fracción No-Electromagnética Peso: 16,4 g
Magnetita	97		
Frag. de Rocas	1		
Granos Martitizados	1		
Cromita		50	25
Epidota		30	
Piroxeno		15	10
Antibol actinolitatremolita		3	
Hidrobiotita		» 1	
Granate		Granos	
Epidota y Frag, de Rocas Epidotizados			49
Oxido de Hierro			1
Feldespato			5
Cuarzo			5
Hemoxeno			Granos
Rutilo			1
Zircón			Granos
Minerales Electromagnéticos	1		
Minerales No-Electromagnéticos	Granos		

A partir de las fracciones magnéticas de cada separación, se constituyó la muestra que se utilizó en el Centro de Investigación de Soldadura (CIS), para la preparación de la aleación, para lo que se partió de 1197 g del concentrado de magnetita, al que se le sometió a una reducción de algunos de sus óxidos, con vistas a conformar la composición de la aleación para cuya carga se adicionó además coke para actuar como reductor, caliza para efecto fundente y fluorita para la disminución de la temperatura de fusión (100g de mineral, 34,57 g de caliza y 6,73 g de fluorita).

El mezclado se realizó en un tambor mezclador y la reducción en un horno de arco eléctrico construido en el CIS.

La masa solidificada de ferro cromo y escoria, extraídos de la cubeta de granulación, se sometieron a un proceso de separación magnética. La misma es factible realizar debido a que en este proceso se obtiene ferro cromo (aproximadamente 50% de Cr), el cual tiene características magnéticas fuertes y escorias con características no-magnéticas.

La compleja aleación metálica de alto contenido de Cr, Fe, C, Si, Ti, etc, que no se puede clasificar ni como acero, ni hierro, se sometió a un análisis espectral, resultando entre componentes el Cr=6,82 %, Mo=2,87 %, Nb>1,80, Ti>3,60%, Fe<53,62%, V>1,20%.



## ALTERNATIVAS TECNOLOGICAS DE BENEFICIO:

Las alternativas tecnológicas de beneficio parten de las arenas, con la posible inclusión o no de las siguientes etapas: Tamizado, Lavado, Sedimentación-Flotación en líquidos pesados, Lavado con alcohol, Secado, Separación Electromagnética, derivándose varias alternativas a partir de estas etapas y/o sus combinaciones, resultando técnica y económicamente factible, aquella que combina en el siguiente orden lógico las etapas de tamizado, lavado con agua, secado y separación electromagnética.

En la composición química de la fracción magnética se destacan entre otros los siguientes componentes:  $\text{Fe}_2\text{O}_3 = 30,47 \%$ ;  $\text{TiO}_2 = 13,31\%$  y  $\text{Cr}_2\text{O}_3 = 20,12 \%$ , componentes estos que aún sin ser los de mayor % en la fracción electromagnética, ni ser tan elevados como en la fracción magnética, resultaron también significativos.

## CALCULOS Y SUS RESULTADOS:

.-Cálculo de la carga: Se realizó a partir de 100 g de mineral y de la estequiometría de las reacciones de reducción del  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ;  $\text{TiO}_2$  y  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ .

.-Masa de la aleación (MA):  $\text{MA} = \text{MFe} + \text{MTiC} + \text{MCr} = 47,58 \text{ g}$

Considerando que en la aleación hay un 7% de carbono y un 2% de silicio, entonces la masa de la aleación equivale a un 91 %, por lo que para un 100% de la aleación habrá una masa total de aleación de 52,3 g, cuyos componentes y composición será:  $\text{Fe} = 22,61 \text{ g}$  (42,23%);  $\text{Cr} = 13,83 \text{ g}$  (26,44%);  $\text{TiC} = 11,14 \text{ g}$  (21,30%);  $\text{Si} = 1,046 \text{ g}$  (2%);  $\text{C} = 3,66 \text{ g}$  (7%).

Entre los componentes de la Escoria constituida fundamentalmente por óxidos y fluorita, se destaca la composición del  $\text{Cr}_2\text{O}_3 = 2,25 \text{ g}$  (5,54%), lo que le confiere a éste un gran valor para su posterior utilización tanto en la soldadura como en otros usos (Gómez P.C.R.1995; Rodríguez P.M.1998)

## VALORACION ECONOMICA:

Base: 1 kg de aleación/hora

Para 15 horas de trabajo diario y 260 días al año, se tendrá que la producción de Aleación= 3,9 t/año, y la producción de Escoria será igual a 3,042 t/año.

Tabla V. Costos de las materias primas en la reducción:

Materia Prima	Consumo (t/año)	Precio (\$/t)	Costo (\$/año)
Parte Mag. Mineral	7,46	95	708,7
Coke	2,6	147	382,2
Calcita	0,5	12,75	6,375
Fluorita	0,5	171	85,5
<b>TOTAL</b>	<b>11,06</b>	<b>-</b>	<b>1183 \$/año (I)</b>

Consumo de energía para la fundición= 3179 \$/año (II)

Costo de Materia Prima para el desarrollo del fundente= 333,15 \$/año (III)

Mano de obra= 8160 \$/año (IV)

Consumo de Energía para el fundente= 621 \$/año (V)

**GASTOS TOTALES**= I+II+III+IV+V= 13476,55 \$/año

Total de Fundente: 5,15 t/año

Precio del Fundente: 2600 \$/t

Ingresos por venta del Fundente: 13390 \$/año

Ferro aleación sobrante: 3,1 t/año

Precio de la Ferro aleación: 1200 \$/año

Ingresos por venta de la Ferro aleación: 3720 \$/año

**VALOR TOTAL PRODUCIDO**= 13390 + 3720 = 17110 \$/año

**GANANCIA= VALOR TOTAL PRODUCIDO - GASTOS TOTALES**

**GANANCIA**= 17110 \$/año - 13476,55 \$/año = 3633,45 \$/año.

## **CONCLUSIONES:**

Los resultados obtenidos en el presente trabajo permiten arribar a las siguientes conclusiones:

- 1.- La materia prima por su característica representa un material de fácil beneficiabilidad.
- 2.-La totalidad de la muestra estudiada está constituida de minerales valiosos como el Titanio, Vanadio, Molibdeno, etc.
- 3.-El beneficio de separación realizado en el separador electromagnético, cuando  $I = 0$ , es el método más adecuado para la separación magnética del material.
- 4.-El contenido de Magnetita (Mineral de interés a obtener en el presente trabajo), supera el 45% del volumen total de la muestra sometida a la separación magnética.
- 5.-Con excepción de la Magnetita, el resto de los minerales que componen la muestra (fundamentalmente la Cromita), son componentes valiosos de amplio y variado uso; lo que permite afirmar que en la materia prima en cuestión al ser beneficiada por separación electromagnética y obtenerse una fracción magnética compuesta fundamentalmente por la Magnetita (97 %) y una fracción electromagnética con alto contenido de Cromita (78 %), no existe ganga o cola; sino que todo separadamente constituye un componente útil.
- 6.-La Escoria resultante de la reducción de la aleación tiene en su sistema de óxido, componentes como  $Al_2O_3$ ,  $Cr_2O_3$ ,  $CaFe$ ,  $SiO_2$ , lo que la hace factible para la obtención de fundentes aglomerados aleados.

7.-La aleación obtenida del proceso de reducción, dada su característica multicomponente y su alto grado de fragilidad, reúne buenas propiedades para su empleo en el desarrollo de materiales para soldar.

8.-La producción de fundentes aleados a partir de la aleación y la escoria del proceso en las condiciones específicas de Cuba, es económicamente ventajoso (efecto económico de 3633,45 \$/año).

## **BIBLIOGRAFIA:**

- Fomenko T.G, 1980, Procesos de enriquecimiento de minerales por gravitación. 2<sup>da</sup> ed. Moscú. Editorial MIR, P4-9; 421
- Flores, H.R. 1983, *Aplicación de la separación magnética al beneficio de minerales*. Rev. Tecniteracc. Univ, Nac. de Salta, Argentina.
- Gómez P. C. R 1995. Obtención de fundentes para la S.A.W.. a partir de rocas cubanas. Cuba, Tesis Doctoral UCLV.
- Mitrofanov I.; L. Barski, 1982, Investigación de la capacidad de enriquecimiento de los minerales. 2<sup>da</sup> ed. Moscú, Edit. MIR, P 5-10; 102-122; 402.
- Razumov, K.A.; A. Perov, 1986, Proyectos de fábricas de preparación de minerales. 2<sup>da</sup> ed. Moscú. MIR. 500p
- Rodríguez P. M. 1998, Desarrollo de electrodos tubulares especiales para el rellenado por proceso. Cuba, Memorias del I Simposio de Soldadura, UCLV.