

DISEÑO, CONSTRUCCIÓN Y MONTAJE DE INSTALACIÓN DE BENEFICIO PRIMARIO Y HOMOGENEIZACIÓN DE MINERALES EN MINA MARTÍ

Ing. José Francisco Serrano Coello, Ing. Miguel Álvarez Domínguez, Ing. Antonio Pérez Ramírez,
Téc. Luis Barrios Belett

Filial Nicaro Sociedad Cubana de Geología y Minería

Todo proceso minero-metalúrgico estandarizado debe responder al incremento de calidad de la materia prima mineral introducida con un incremento de eficiencia y por ende de producción final.

En el caso del proceso Caron históricamente se ha justificado que su mejores valores de eficiencias se han logrado para minerales con composición química promedio de 1.20%Ni; 40% Fe; 13.00% SiO₂ y 7.00% MgO. Si se analiza la secuencia de procesos a los que se somete el mineral y que sintéticamente pueden detallarse como:

1. Reducción física de tamaño del 84% del mineral alimentado por trituración y molienda hasta fracciones de -200 mallas (Ineficiente para minerales rocosos con altos contenidos de SiO₂)
2. Secado por combustión para disminución de la humedad del mineral desde 32% hasta 4% (costoso para minerales con altas humedades).
3. Reducción química en hornos requiriendo altas y sostenidas temperaturas según perfiles. (Beneficiado por altos contenidos de Hierro por ser exotérmica su reducción).
4. Lixiviación amoniacal con transportación por tuberías de pulpas a altas temperaturas (que se obstruyen por altos contenidos de MgO).

No resulta difícil comprender que es primordial premisa de los procesos geólogo-mineros garantizar no sólo la cuantía, sino también la calidad integral del mineral alimentado acorde con las exigencias del proceso metalúrgico.

Cuando tal cuadro de exigencias debe satisfacerse suministrando minerales de dos yacimientos distante y diferenciados grandemente en la geoquímica de su mineralización, uno de los cuales, el de mejores potencialidades (Pinares de Mayarí) por limitaciones de sus instalaciones sólo puede aportar el 30% y el otro (Yacimiento Nicaro) en franco estado de agotamiento de sus reservas de balance tras más de 60 años de explotación confronta grandes limitaciones por la baja calidad y gran dispersión de los minerales remanentes situados a grandes distancias de tiro en condiciones topográfica extremas se induce lo costoso e inflexible que se tornan las opciones de minería.

Surge entonces la necesidad de buscar soluciones que garanticen el máximo aprovechamiento de esas reservas remanentes aplicando todas las opciones de tratamiento para beneficio del mineral por separación de fracciones rocosas pobres mediante cribado y máximas posibilidades de mezcla y homogeneización para satisfacer las exigencias metalúrgicas sin dejar de operar con el más racional aprovechamiento de los equipos e instalaciones mineras.

El trabajo que se expone tiene como mérito básico el haber logrado tales objetivos de forma práctica durante más de 10 meses con la proyección, diseño, y montaje de un complejo de instalaciones en el Punto "C" (en el inicio del transportador Martí) donde se brindan todas las condiciones que garantizan que un yacimiento en plena etapa de agotamiento sea capaz de abastecer incluso al 100% al proceso metalúrgico con minerales recuperados y/o baja calidad tras su beneficio por cribado con posterior mezcla y consecuente homogeneización.



REHABILITACIÓN DE CANTERAS DE PRESTAMOS EN LAS PROVINCIAS ORIENTALES.

M.Sc. María Caridad García Fabré⁽¹⁾, Ing. Alina Yasell Rosales⁽¹⁾, Téc. Marcos Cadete La O⁽¹⁾.

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

RESUMEN

El medio ambiente constituye la principal fuente de materia prima para la industria, este manifiesta, cada vez más, un mayor deterioro debido al uso indiscriminado de los recursos naturales y a la insuficiente atención, que se da a la solución de los efectos negativos que esto produce sobre los seres vivos, incluidas las poblaciones humanas.

En el presente trabajo se muestran una recopilación de canteras donde se han realizado proyectos para la rehabilitación de las áreas explotadas, principalmente como canteras para materiales de construcción y préstamos en las provincias de Santiago de Cuba, Granma, Guantánamo y Holguín. 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, planteando que el abandono de las áreas minadas debe realizarse de una manera responsable de forma tal que el terreno afectado vuelva a ser útil para un determinado uso, sin perjudicar el medio ambiente, recomendándose entre los trabajos a realizar por cada una de las áreas degradadas las explanaciones, remodelado de taludes, siembras y plantaciones, señalizaciones, mantenimiento y control.

Con estos proyectos a partir de la valoración de los daños existentes en el medio ambiente, 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, garantizando un ambiente más sano a las futuras generaciones.

ABSTRACT

The environment constitutes the main matter source it prevails for the industry, this apparent one, more and more, a bigger deterioration due to the indiscriminate use of the natural resources and to the insufficient attention that one gives to the solution of the negative effects that this takes place on the alive, included beings the human populations.

Presently work is shown a summary of quarries where they have been carried out projects for the rehabilitation of the exploited areas, mainly as quarries for construction materials and loans in the counties of Santiago from Cuba, Granma, Guantánamo and Holguín.

The methodology of the works is described projected to recover the areas exploded with a view to its rehabilitation, in a consequent way with the surrounding means, outlining that the abandonment of the mined areas should be carried out in a way responsible for such form that the affected land is useful again for a certain use, without harming the environment, recommending you among the works to carry out for each one of the degraded areas the explanaciones, remodeled of banks, siembras and plantations, signalings, maintenance and control. With these projects starting from the valuation of the existent damages in the environment, intends the execution of technical measures that allow the mitigation of the same ones with a fundamentally remedial character, achieving under the new conditions an improved use of the land in agreement with a healthier and more rational environment, guaranteeing a healthier atmosphere to the future generations.



INTRODUCCIÓN

La minería como parte de las actividades que desarrolla el hombre es en menor o mayor grado agresiva a la naturaleza al realizarse labores extractivas. El abandono de estas áreas debe realizarse de una manera responsable de manera tal que el terreno afectado vuelva a ser útil para un determinado uso, sin perjudicar el medio ambiente.

Como parte de las solicitudes realizadas por Unidad Presupuestada Centro de Vialidad Granma, Santiago de Cuba, Guantánamo y Holguín, Poder Popular Granma, Santiago de Cuba, Guantánamo y Holguín, UBPC de todas las provincias, etc y la Empresa Geominera de Oriente (EGMO) conjuntamente con los trabajos de prospección de las diferentes Canteras de pequeña minería y de Préstamos, se presentan los Proyectos de Rehabilitación de los diferentes yacimientos.

Estos Proyectos de Rehabilitación se realizan con los objetivos 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.

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 (García Fabrè M. C, 2000).

MATERIALES Y METODOS

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

Recopilación bibliográfica y generalización de la información: se recopiló toda la información geológica primaria, existente en cada una de las canteras estudiadas, así como, el análisis de las actualizaciones geológicas conjuntamente con los trabajos topográficos realizados, por parte de los especialistas correspondientes.

Cálculo de los indicadores necesarios para la confección del Proyecto: se calcularon los indicadores necesarios tales como los cálculos de áreas, potencias, volúmenes, etc, tanto de material útil como de material de escombros.

Estudio medioambiental: este incluye los recorridos medioambientales de cada una de las canteras, así como, la determinación de los daños producidos durante el proceso de extracción al medio, para plantear las medidas a proponer en el proyecto para la rehabilitación del área explotada.

Confección del proyecto: teniendo en cuenta toda la información obtenida, las características de cada cantera, los daños causados durante la extracción, se confecciona el proyecto donde se identifican los daños al medio y se plasman las medidas a tener en cuenta para la mejor aplicación del mismo.



RESULTADOS

Con la realización de estos proyectos de rehabilitación como principal aporte novedoso se plantea, partiendo del análisis cuantitativo y cualitativo de los impactos ambientales que se producen en las zonas, la identificación la valoración de los daños existentes en el medio ambiente de las áreas afectadas, 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. En las fotos 1,2,3 y 4 que se anexan se muestran ejemplos de canteras a las cuales se les ha realizado proyectos de Rehabilitación.

DISCUSION

En la confección de estos proyectos se siguió una metodología donde se tuvieron en cuenta dos aspectos necesarios los cuales fueron:

I. Aspectos generales del medio natural del área.

Ubicación geográfica: se incluye la ubicación exacta de cada cantera, área que abarca la concesión minera, localización en la hoja cartográfica, escala y coordenadas Lambert según el sistema Cuba Sur.

Características generales de la región: este aspecto incluye características tales como relieve, el clima de la zona de estudio, período lluvioso, temperatura, paisaje y regionalización faunística a que pertenece el área de estudio, fauna, flora, especies identificadas y especies a recultivar.

Características Geológicas de la Región: Se tienen en cuenta las formaciones geológicas con sus edades presentes en las zonas, así como, todas las características geológicas que puedan resultar de interés.

Características Geológicas del yacimiento: Formaciones geológicas con sus edades esta constitución litológica y características presentes en las canteras, así como su extensión superficial

Características de las especies a recultivar e Hidrogeología: características hidrogeológicas presentes (ríos, manantiales, presas, lagunas naturales o artificiales producto de la explotación, etc), tipo de vegetación presente descripción de toda la flora para con ello seleccionar la flora adecuada para la rehabilitación final de la cantera.

Características de la cubierta de destape y rocas no condicionadas: Constitución de la cubierta de destape, y de las rocas no condicionadas de acuerdo al material extraído de las canteras, cálculo de dicha cubierta en cuanto a área a destapar (m^2), potencia de destape (m), volumen de destape (m^3).

Fundamentos de los límites del área de la cantera a Rehabilitar: Este aspecto incluye, extensión de la Rehabilitación, método de cálculo de las áreas (bloques de cálculo, perfiles paralelos) con recursos inferidos, indicados o medidos, potencia de material útil y profundidad de la explotación a entregar, así como, la cota mínima de extracción.



Estado actualizado de los volúmenes de materia prima en el área a rehabilitar:

Según el método de cálculo empleado, atendiendo a las condiciones específicas de la cantera y al grado de conocimiento geológico que permite la aflorabilidad en él, se plantea la forma de explotación de las canteras la cual se debe realizar de manera racional para contribuir a la rehabilitación progresiva del área. Se da el volumen de material calculado según las actualizaciones geológicas realizadas, teniendo en cuenta el área total (m^2), área del bloque de cálculo (m^2), Potencia promedio del bloque (m), volumen de material (m^3), área de la laguna(m^2) cuando existan, etc.

II. Parte técnica

Organización general de los trabajos de rehabilitación: La explotación minera de las canteras estudiadas, producen importantes impactos ambientales, debido a que con los movimientos de materiales que se realizan se originan daños al medio, tal y como se muestra en las fotos que se anexan, que pueden convertir el terreno donde están enclavadas en zonas de difícil reutilización, si no se ha previsto desde la explotación su reintegración en el entorno.

En los proyectos ejecutados se proponen dos etapas de ejecución de la rehabilitación, ellas son:

1ra: Rehabilitación de las áreas ya explotadas. La rehabilitación de las áreas ya explotadas que aparecen sin rehabilitación alguna, se realizará aplanado el terreno hasta la cota mínima de extracción, para posteriormente restablecer la capa vegetal, realizando luego la reforestación con variedades típicas del área, protegiendo las áreas rehabilitadas hasta que las especies alcancen el desarrollo adecuado.

2da: Rehabilitación de las áreas a explotar. La rehabilitación de las áreas a explotar se realizará en el orden de avance de la explotación, en los intervalos de tiempo que estén acordes con este proceso, está se realizará de la misma forma antes expuesta.

Se propone en cada proyecto el régimen de trabajo para realizar la rehabilitación, el cual estará en dependencia de la organización y ejecución de los trabajos de explotación y de los recursos con que cuente la Unidad Extractora y la rehabilitación se realizará con el equipamiento utilizado en los trabajos de extracción.

Estado de las escombreras y lugar de ubicación. En este aspecto se fundamentan los límites del área de las escombreras, potencia de material a almacenar, lugar exacto de ubicación de las mismas ya que existen canteras que no las poseen, con el objetivo de utilizarlas en la posterior rehabilitación.

Orden de realización de los trabajos de rehabilitación. Las principales acciones que comprende este proyecto de rehabilitación de las canteras se resumen en:

- **Explanaciones:** Esta se hará con el equipamiento de la unidad extractora (por lo general buldózer) para lograr la conformación del relieve final del área a rehabilitar, para luego extender sobre él la capa vegetal.
- **Siembras y plantaciones:** Esta se realizará de forma manual sembrando las especies locales previstas, según el estudio de la vegetación presente en el área.
- **Señalizaciones, mantenimiento y control:** Las atenciones culturales a las zonas rehabilitadas luego de las siembras debe de realizarse de forma manual y constante,

señalándose las áreas resembradas y controlando el crecimiento total de las mismas en el área.

La rehabilitación como actividad económica.

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 pequeña, 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 o proyecto de explotación.

Para realizar el análisis económico de la rehabilitación se tendrá en cuenta el costo total de la inversión tomando como base entre otros los gastos en salario, materiales, equipos, amortización, mantenimiento, etc, y que para la materialización de la misma se utilizarán los equipos con los cuales cuenta la empresa, por lo que no es necesario realizar inversiones, el principal gasto se realizará en la rehabilitación del terreno, compra de especies, etc..

Algunas medidas de mitigación de los daños

- Realizar las afectaciones al suelo sólo en las áreas previstas para la extracción y afectar lo menos posible la flora y la fauna durante el proceso de extracción. Nivelación del área minada de acuerdo al relieve circundante.
- Preservar la capa vegetal para su utilización posterior en la restauración del terreno minado, reforestando el área afectada con especies propias del lugar.
- Utilizar la metodología propuesta para la rehabilitación de todas las áreas que están concesionadas en los yacimientos, o sea minería futura, así como para las áreas en explotación actual.
- Garantizar la no contaminación del suelo, con vertido de combustible, garantizando la no contaminación mediante el ruido, previendo que los camiones de transporte de materiales estén en correcto estado de funcionamiento.
- Mantener la atención a las zonas rehabilitadas con resiembra en las áreas que lo requieran.
- Crear un plan de seguimiento, control y monitoreo en la empresa explotadora, para verificar el cumplimiento de las medidas de mitigación propuestas en este proyecto.
- Priorizar la divulgación del proyecto de rehabilitación de las canteras, entre los obreros de la misma y los pobladores aledaños, para incrementar su cultura ambiental y ayudar a la mejor puesta en marcha del proyecto.
- Solicitar préstamos de áreas cercanas para rehabilitar las zonas explotadas en las cuales no se guardó la capa vegetal extraída.



- Que la rehabilitación de esta área afectada por esta minería, sea apoyada por los órganos del gobierno e incluya los criterios de la comunidad que convive en las cercanías.

CONCLUSIONES

1. El área que ocupan todas las canteras están siendo sometidas a un intenso proceso de degradación medioambiental.
2. Como resultado de estos trabajos fueron identificados y evaluados las principales acciones productoras de impactos al medioambiente en las canteras 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. Como resultado de este trabajo se ha obtenido un plan para la rehabilitación medioambiental de las áreas explotadas de manera coordinada con el proyecto de explotación.
4. El aumento de las explotaciones mineras a cielo abierto puede llegar a convertirse en un obstáculo en la relación desarrollo-medio ambiente, de no tomarse medidas que contrarresten su impacto.

BIBLIOGRAFÍA

García Fabré 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).



Foto 1. Cuentas Claras. Granma



Foto 2. La Prisión. Guantánamo



Foto 3. Guajaca II. Holguín



Foto 4. Bartolomé Masó. Granma

PANORAMA GEOLÓGICO-MINERO DE MÉXICO

Ing. Enrique Gómez de la Rosa Tel: (52) (771) 711-3845 egomez@coremisgm.gob.mx

México cuenta con una extensión territorial de 1, 960,000 Km² de los cuales el cubrimiento cartográfico Geológico-minero en escala 1:250,000 esta cubierto en un 97% así como el 20% de su territorio susceptible de contener yacimientos minerales está cubierto con cartografía en escala 1:50,000.

Actualmente México sigue posicionado como el primer productor de Plata mundial y se mantiene en los primeros 11 lugares del mercado global con 17 productos; Celestita comparte con la Plata el primer lugar, le siguen Bismuto y Fluorita en el 2º, Cadmio y Wollastonita en 4º, Plomo y Barita en 5º, zinc y Diatomita en 6º, Molibdeno, Sal y Grafito en 7º, Manganeso, Yeso, Feldespato y Cobre ocupando los 8º, 9º, 10º, y 11º Lugares respectivamente.

La inversión en el sector minero mexicano ha tenido altibajos que van en función directa con el precio internacional de los metales, en el año 2000 la inversión total estuvo en el rango de los 670 millones de US dolares, tocando fondo en el 2002 con 260 millones y reapuntando en el 2004 con 710 millones de dolares.

165 compañías mineras extranjera exploran el territorio mexicano, de las cuales 7 proyectos con yacimientos de oro y plata de clase mundial han iniciado sus operaciones en el 2004, El Sauzal, Ocampo y Dolores en el Estado de Chihuahua, la Herradura y Mulatos en Sonora, Campo Morado en Guerrero y La Platosa en el Estado de Durango.

La participación nacional en el valor de la producción por grupo de minerales se establece en un 26% en minerales preciosos, 37% en minerales industriales no-ferrosos, 21% en minerales siderúrgicos y 16% en minerales no-metálicos, así como la participación nacional en el valor de la producción por tipo de mineral se encuentran el Cobre con el 20%, Plata el 16%, Zinc con el 13% Oro con el 9% y Carbón, Hierro, Sal, Fluorita, Plomo y otros con el restante 42%.

Los Estados del norte y centro continúan siendo los principales productores de minerales en el territorio mexicano debido principalmente a su ubicación geográfica con la Sierra Madre Occidental, Sonora, Zacatecas, Chihuahua, Durango, Guanajuato, San Luis Potosí y Coahuila se mantienen como los primeros productores de Oro, Plata, Cobre, Zinc y Fierro.

La inversión en el Sector Minero Mexicano para el 2004 se estima en 710 millones de US dolares desglosado en la siguiente forma: 114 millones en exploración, 127 millones en expansión de proyectos actuales, 192 millones en nuevos proyectos, 100 millones en capacitación y procesos de productividad, y 177 millones en adquisición y reposición de equipo.

El Consejo de Recursos Minerales, Organismo del Gobierno Federal que tiene como objetivo primordial generar el conocimiento geológico del territorio mexicano para promover la inversión en exploración y el mejor y más adecuado aprovechamiento de los recursos naturales del país, ha realizado la cartografía Geológico-minera, Geoquímica y Geofísica del territorio, estudios de asistencia técnica, evaluación de proyectos, inventarios mineros municipales, certificación de reservas, estudios metalúrgicos, así como la evaluación de fenómenos de riesgos y peligros geológicos, Ordenamiento Ecológico Territorial, Manifestaciones de Impacto Ambiental y Atlas de Riesgos Estatales.

PROYECCIÓN DE EXPLOTACIÓN EN 3D DEL YACIMIENTO ROCA ORNAMENTAL CARIBLANCA SECTOR ROJO ESCAMBRAY.

Ing. Marcos Antonio Cabrera Toledo y Ing Mario Pérez Silverio

*Empresa Geominera centro, Carretera de Malezas km 2.5, Santa Clara, Villa Clara,
E-mail: marcos@egmc.vcl.cu*

RESUMEN.

Este trabajo permite la proyección de explotación en yacimientos de roca ornamental, siendo aplicado en el sector Rojo Escambray utilizando una variante nueva donde se calcula la extracción de bloques en proyección 3D, determinando de forma real las dimensiones de los futuros bloques útiles a extraer y brindando determinada seguridad a la futura inversión. Para esto se elabora el mapa de agrietamiento con los datos del levantamiento geológico y la perforación, proyectándose posteriormente los bloques en 3 D y extrudir las gritas en su proyección real que permiten su posterior cálculo.

ABSTRACT

This report shows the projection of ornamental rock's explotation in the Red Escambray area using a new method where the extraction of blocks is 3D calculated. With this new method we can determine the real dimensions of the useful blocks and the security of the future investment. To do this task we most make the faulting map with the data of the geological survey and borehole, then we make the projection of 3D blocks and the final calculation.

INTRODUCCIÓN .

En este trabajo se propone una nueva variante en explotación de rocas ornamentales, con la proyección de explotación en 3D de los bloques a extraer en el sector Rojo Escambray ubicado en el municipio de Fomento provincia de Sacti Spíritus. Esta metodología brinda la posibilidad de conocer las dimensiones de los futuros bloques a extraer lo que proporciona seguridad en la futura inversión. Para esto se proyectan los bloques en 3 D sobre la base de agrietamiento determinada durante los trabajos de campo

En la Zona II se calcularon 65,778.00 m³ en las categorías de recursos indicados y 51,075.00 m³ en recursos inferidos.

Las variedades presentes son:

- Brecha Rosa Púrpura (B.R.P.)
- Brecha Rosa (B.R.)
- Rosa Cubanacán (R.C.)
- Crema Cubanacán (C.C.)

Inicialmente se cortarán las tapas grandes que posteriormente serán seccionadas con las siguientes dimensiones:

Primera Calidad: En esta calidad el aprovechamiento de las tapas o monolitos debe ser superior al 60%, con las siguientes dimensiones:

Largo: $2.20 - 3.00 \pm 0.05$ m,
Ancho: $1.40 - 1.80 \pm 0.05$ m,
Alto: $1.40 - 1.80 \pm 0.05$ m.

Segunda Calidad: En esta calidad el aprovechamiento de las tapas o monolitos debe ser superior al 45%, con las siguientes dimensiones:

Largo: 2.10 m,
Ancho: 1.10 m,
Alto: 1.20 m.

La explotación que abarca los cinco primeros años se realizará en dos horizontes (+219.3, +216.7, +214.1, +211.5).

La extracción se realizará por tapas, obteniéndose bloques de primera o segunda calidad, predominando los de primera calidad. Las tapas deben ser volcadas sobre colchones de arcilla con espesor de 30 cm que amortiguarán la caída.

El volumen de producción que se planificó fue de aproximadamente 4000 m³ de bloques de la masa minera al año.

La cantera se caracterizará por tener escalones de 1.2 m y 4.5 m, con ángulos de 90° en las calizas, ya que los cortes son con ángulos rectos y de 35° en las arcillas.

MATERIALES Y MÉTODOS.

Para la realización de este trabajo fue necesario el procesamiento de toda la información en 3D, por lo que fue necesario:

- ❖ Determinación del mapa de agrietamiento.
- ❖ Proyección de las masas mineras a extraer por horizontes acorde a las medidas estándar de los bloques por un desarrollo de 5 años.
- ❖ Proyección en 3D de las grietas en superficie y en profundidad.
- ❖ Proyección en 3 D de los bloques por calidad acorde las medidas estándar.
- ❖ Cálculo del aprovechamiento por tapas en la masa minera.

Se confeccionó el mapa de agrietamiento con los datos determinados durante el levantamiento geológico, analizando las grietas por tipos tanto diagonales como horizontales ubicadas en los sistemas de grietas vertical e inclinado.

Estas grietas fueron ubicadas en un esquema tectónico y posteriormente hubo que extrudir sobre proyecciones 3D, teniendo en cuenta su proyección real.

Toda esta información permitió realizar los cálculos de la masa minera total, la cual se realizó en bloques aparte teniendo en cuenta las características litológicas y geológicas del complejo. Posteriormente se realizó el cálculo para la extracción de bloques, realizándose similar a la masa minera, pero sin litología, solo con las secciones pequeñas proyectadas con los valores a calcular ver los anexos gráficos presentados.

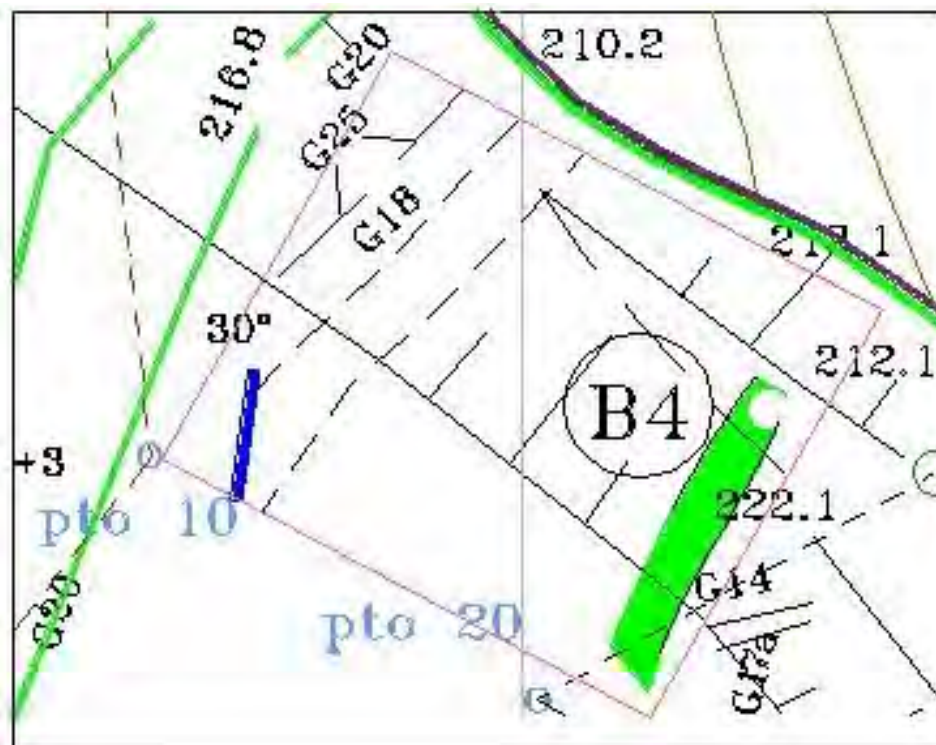
Sistema de agrietamiento vertical.

- Grietas del sistema I (AZ 167° - 198°)
- Grietas del sistema II (AZ 255° - 285°)
- Grietas del sistema III (AZ 202° - 253°)
- Grietas del sistema IV (AZ 296° - 339°)

Sistema de agrietamiento inclinado:

- Grietas del sistema V ($<35^{\circ}$ Buz $< 55^{\circ}$)
- Grietas del sistema V ($<55^{\circ}$ Buz $< 35^{\circ}$)

MAPA DE AGRIETAMIENTO.

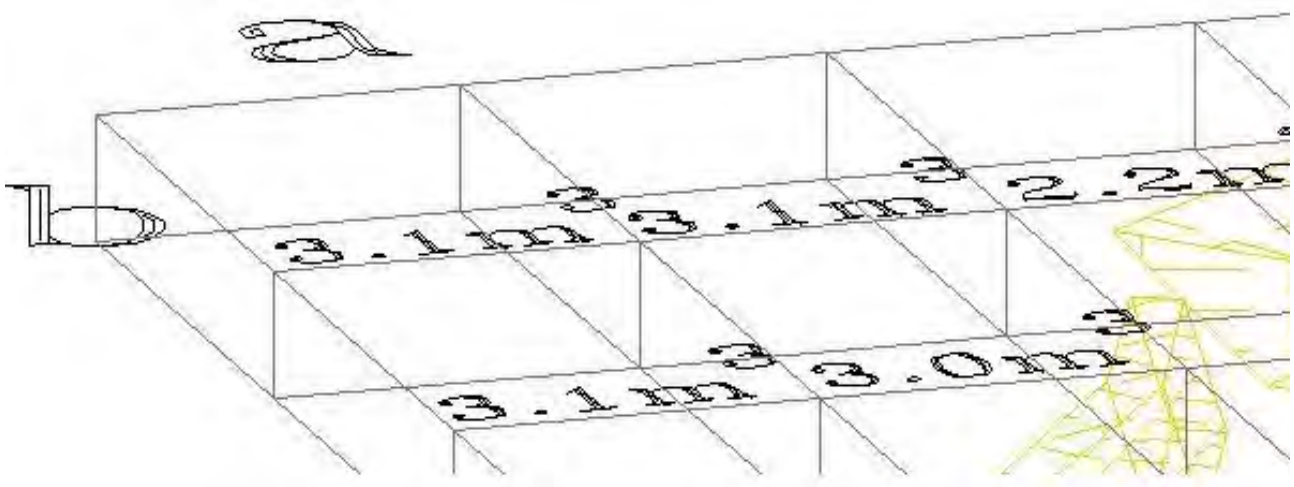


RESULTADOS.

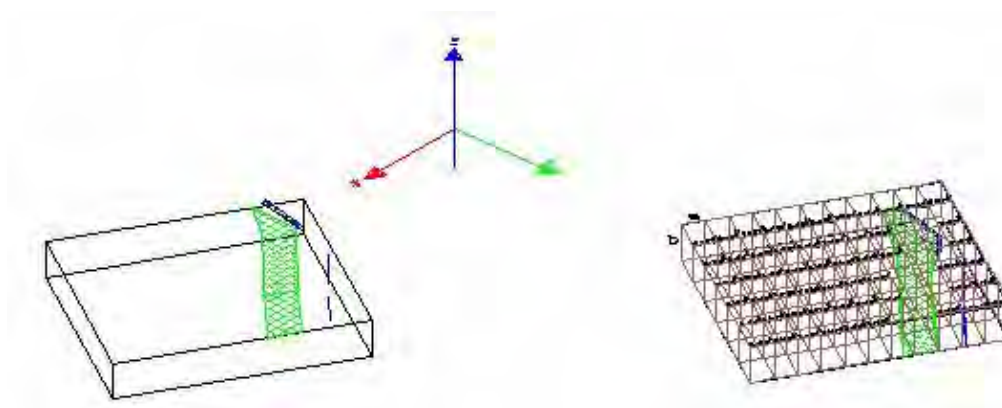
En este trabajo solo se presenta un segmento del bloque 4.

Se obtuvo el volumen de salida de bloques de la Tapa B-4
Ver ejemplo gráfico del volumen hasta la cota +211.5 :

SECCIÓN CON BLOQUES Y GRIETAS.



CÁLCULO DEL VOLUMEN.



Cálculo del volumen hasta la cota +211.5 m
Espesor del escalón = 2.6 m

Cálculo del volumen de la cota +214.1 m hasta la cota +211.5

Dirección de corte 62° NE con un ángulo de 68° .

$V = a \cdot b \cdot c \cdot \sin \alpha$

$$V = 6.73 \text{ m}^3 \sin \alpha = 0.84$$

Primera calidad (316.31 m^3)

Segunda calidad (52.35 m^3)

Total (368.66 m^3)

% de aprovechamiento 83 %.

CONCLUSIONES:

Esta metodología de trabajo asegura la extracción de bloques en rocas ornamentales con una gran garantía y estabilidad, prevé las formas de cortes, las pérdidas esperadas y permite al inversionista conocer los futuros gastos en la explotación y la posibilidad o no de su explotación, pues el estudio de factibilidad será más real al tener los datos más precisos de los bloques industriales a extraer por grado de calidad.

BIBLIOGRAFÍA.

Cabrera M, 2000 Proyecto de Explotación Minera Roca Ornamental Rojo Campiña
Cabrera M, et al 2002. Complemento al Informe de Exploración Roca Ornamental Cariblanca

COMBINACIÓN DE LOS TRABAJOS MINEROS CON LOS DE REHABILITACIÓN EN ÁREAS DEGRADAS POR LA MINERÍA EN YACIMIENTOS LATERÍTICOS DE MOA, CUBA.

**Mayda Ulloa Carcassés⁽¹⁾, Ana Caridad Che Viera⁽²⁾, Xiomara Sevilla Rodríguez⁽³⁾
Sunilda Lopez Hinojosa⁽⁴⁾**

(1) Instituto Superior Minero Metalúrgico "Dr. Antonio Núñez Jiménez", Las Coloradas S/N, Moa, Holguín, Cuba, CP;83329. Email; imulloac@ismm.edu.cu

(2) Instituto Superior Minero Metalúrgico "Dr. Antonio Núñez Jiménez", Las Coloradas S/N, Moa, Holguín, Cuba, CP;83329. Email; ache@ismm.edu.cu

(3) Empresa Cmdte Ernesto Che Guevara, Moa, Holguín, Cuba. E-mail; Xsevilla@ecg.moa.minbas.cu

(4) Empresa Cromo Moa. Moa Holguín Cuba.

RESUMEN

En los últimos años las empresas mineras y los centros de educación superior e investigación están estudiando de manera especial, los principales problemas que plantea la rehabilitación de las zonas dañadas por la actividad minera, desde el punto de vista económico, ambiental, científico. Este trabajo es el resultado de la investigación y el estudio conjunto por especialistas Instituto Superior Minero Metalúrgico de Moa, de la mina de la Empresa Cdte. Ernesto Che y de la Empresa Cromo Moa, de las mejores prácticas mineras mundiales aplicadas en el contexto de los yacimiento lateríticos, cromíticos, de rocas ornamentales y en la docencia minera de pre y pos grado.

El resultado de la investigación consiste en la implementación de un método de trabajo que permite simultanear la explotación minera con la recuperación de las áreas afectadas y se fundamenta en la aplicación de una minería selectiva y de transferencia, combinada con el proyecto de rehabilitación, lo cual permite minimizar los impactos negativos y disminuir los costos de explotación sobre la base de una mínima ocupación de áreas externas por depósitos de estéril y costos mínimos de rehabilitación.

Con la aplicación del método se logra armonizar las labores mineras con la conservación del medio ambiente.

ABSTRACT

"SIMULTANEATION THE MINING WITH REHABILITATION IN AREAS DEGRADED BY MINING IN NIKEL LATERITI DEPOSITS."

In the last years the mining companies and the centres of higher education and investigation are studying in a special way, the main problems that outlines the rehabilitation of the areas damaged by the mining activity, from the economic, environmental, scientific point of view. This work is the result of the investigation and the combined study of specialist from Instituto Superior Minero Metalurgico of Moa, of the mine Company Cdte. Ernesto Che Guevara and of the Company Cromo Moa, for the best mining practises applied to the context of laterite, crome, and the training of under graduates and post graduates.

It consists of the implementation of a method that allows simultaneition of mining with the recovery of the affected areas and it is based in the application of a selective mining and of transfer combined with the rehabilitation project that allows to minimize the negative impacts and to diminish the costs of exploitation on the base of a minimum occupation of external areas for deposits of gangue and minimum costs of rehabilitation.

With the application of the method it is possible to harmonize the mining works with the conservation of the environment.

INTRODUCCIÓN

Los principales yacimientos lateríticos se encuentran situado en el municipio de Moa, al noreste de la provincia de Holguín, Cuba, ubicándose dentro de los límites del macizo montañoso Moa – Baracoa; constituyen las reservas minerales de mayor importancia en nuestro país y son considerados como uno de los mayores del mundo para este tipo de mineral (Grupo Internacional de estudio del Níquel, 2003). Se explotan por el método a cielo abierto y la tecnología que tradicionalmente se emplea contamina el aire, el agua y los suelos, afecta el paisaje y rompe el equilibrio natural de la zona (Ulloa M. 1999).

Este proyecto constituye la materialización de la determinación de los investigadores del Instituto Superior Minero Metalúrgico de Moa (ISMM) en colaboración con especialistas de la empresas productoras, de minimizar los efectos nocivos de la explotación a cielo abierto de estos depósitos de mineral. Sobre la base de las mejores experiencias de la práctica minera mundial, aplicando de forma creadora y con criterios científicos, las experiencias mas avanzadas, a las condiciones específicas de esta minería, en los últimos años han desarrollado investigaciones para lograr minimizar o/y mitigar los impactos negativos de este tipo de producción, que ha dado como resultado la obtención de un método de explotación, para el yacimiento Punta Gorda, amigable con el medio ambiente acorde a las normativas legales cubanas e internacionales

La metodología considera simultanear los trabajos mineros con la rehabilitación de las zonas minadas, lo cual proporciona al entorno una adecuada calidad ambiental, disminuye los costos y permite a la empresa avanzar hacia una minería sostenible desde el punto de vista técnico, económico y ecológico.

Esta experiencia se ha consolidado e implementado en otras empresas mineras del país y como práctica de avanzada se ha incorporado a los planes de estudio de pre y posgrado del ISMM de Moa.

MATERIALES Y MÉTODOS

El fundamento legal de este trabajo lo constituyen la Ley No 76 Ley de Minas, el Decreto 222 Reglamento de la Ley de Mina, la Ley 81 del Medio Ambiente y la Resolución 77/99 del CITMA, Reglamento del Proceso de Evaluación de Impacto Ambiental.

La Ley No 76 Ley de Minas promulgada en 1994, constituye el instrumento jurídico más importante en cuanto a la gestión de los recursos minerales y en este sentido es la base fundamental que sustenta este proyecto. (Gaceta Oficial, Julio 1997)

La Ley 81 dispone de forma que la obligación que asume el concesionario de rehabilitar el área afectada por la actividad minera se extiende además a los ecosistemas vinculados con las áreas en cuestión y que puede realizarse cualquier otra actividad relacionada con la protección del medio ambiente según dispongan los organismos correspondientes como forma de compensación del daño causado.

Descripción general de la zona de estudio

El área del yacimiento se caracteriza por tener un relieve montañoso, con cotas absolutas desde 200-500 m y valles profundos de los ríos. En los límites de las divisorias de las aguas se observan formas planas del relieve.

El territorio posee un alto volumen de escurrimiento superficial, determinado por tres factores fundamentales: una litología impermeable, con una limitada capacidad de retención de agua, un intenso y continuo régimen de precipitaciones y un sistema orográfico accidentado y de alta energía hipsométrica.

El clima es tropical, la temperatura media anual es aproximadamente 27°C, siendo en el verano de 30 a 34°C y en el invierno de 22 a 26°C. En el año hay dos períodos de lluvia, correspondientes a los meses de Mayo- Junio y Octubre-Diciembre, y dos períodos de seca, Febrero-Abril y Julio-Septiembre. La precipitación media anual es de 1 700 – 1 800 mm.

En la zona del yacimiento se encuentran 4 formaciones vegetales que se disponen, de manera general, desde el mar hacia la tierra en el siguiente orden: manglar, matorral xeromorfo subespinoso (charrascal), pinar y pluvisilvas.

La flora de Moa tienen un nivel excepcionalmente elevado de endemidad: El endemismo general es del 65%, repartido de la siguiente manera: endémicos de Cuba 5%, endémicos de Cuba Oriental 32% y endémicos locales (Moa) 18%. La gestión de este patrimonio depende básicamente de las medidas de protección que adopten las empresas mineras en relación con la vegetación.

La región presenta una mediana densidad de animales endémicos y dentro de la distribución se encuentran algunas especies notables como el murciélago mariposa (*Natalus Lepidus*)

Las principales características ingeniero-ecológicas de la región están determinadas por cuatro elementos fundamentales; en primer lugar por el desarrollo explosivo del nudo industrial de Moa en el cual sobresalen las empresas minero-metalúrgicas encargadas de la explotación de los yacimientos minerales y por la industria de la construcción de las obras que demanda el proceso de urbanización inducido por el primer factor determinante mencionado.

En segundo lugar se destacan las particularidades de los yacimientos citados en forma de extenso manto de rocas intemperizadas cuya potencia industrial oscila entre un metro y pocas decenas de metros, el carácter ácido de sus horizontes superiores y básicos el de los inferiores, lo que regula el endemismo de las distintas especies vegetales que pueblan la región, la coloración carmelitosa-oscuro y verdosa-clara respectivamente, en esos horizontes lo que hace que absorban las radiaciones solar en distinta medida e influyan con ello en el caldeo del aire que circula en contacto con la superficie desgarnecidas de vegetación.

En tercer lugar, como se expresó con anterioridad, la región se caracteriza por una pluviosidad relativamente elevada con dos períodos de lluvia y dos de seca al año, así como por una gran permeabilidad sobre todo en los horizontes lateríticos.

En cuarto lugar, el predominio de los vientos procedentes del este y noreste por el día y el terral por la noche, aunque cuando el anticiclón del atlántico se haya bien estructurado y su centro de altas presiones se localiza cerca del territorio estudiado, las brisas marinas y los vientos alisios se imponen también de noche. Las velocidades de los vientos diurnos usualmente sobrepasan los 30 Km/h .

La combinación de los factores tercero y cuarto ha provocado el surgimiento de una flora caracterizada por su alto grado endemismo ya mencionado, con particularidades propias de las

zonas semidesérticas, pluvisilvas y humedales; según se localicen en las zonas altas, en los valles o en zonas costeras bajas, o al abrigo del viento.

Particularidades del proceso minero

Las acciones del proceso minero son las causa que desencadenan impactos, los cuales se miden cuantitativamente de acuerdo a su magnitud y flujo. En este caso comienza y se mantienen durante y después de la explotación minera.

La actividad minera se inicia con la realización de las redes viales que facilitan el acceso de los medios de trabajo a las distintas áreas del yacimiento. La etapa siguiente consiste en la preparación del yacimiento para la extracción del mineral útil, para lo cual se completa el desbroce y se incluye el destape (retirada del estéril) y el escombreo (formación de escombreras) y la fase final son los trabajos de extracción y transporte.

Los trabajos de preparación minera están encaminados a garantizar las condiciones favorables, con el objetivo de lograr la extracción con mayor calidad y lo mas racional posible.

El desbroce consiste en eliminar toda la vegetación en la zona de futura minería que en el yacimiento laterítico está representado fundamentalmente por el Pino Cubensis. Los árboles, raíces y vegetación menor que son arrancadas durante esta operación son depositadas en áreas marginales de la zona en preparación (taludes, cañadas) y en otras ocasiones en áreas no minadas. Esta operación se realiza con buldózer, de acuerdo al orden de explotación de cada zona.

En el destape se extrae la capa laterítica niquelífera pobre en níquel ($ni < 0.9\%$) que generalmente esta presente en la zona superior del yacimiento. La etapa se considera terminada una vez que se alcanza la cota del techo del mineral. El material de destape se deposita en escombreras, de forma que permita su futura utilización. Esta operación ocasiona uno de los principales volúmenes de trabajo en la actividad minera y se realizan con antelación a los trabajos de arranque. El destape provoca efectos negativos para el medio ambiente incrementados por los agentes atmosféricos (lluvia, temperatura y aire).

Debido a las condiciones hidrogeológicas difíciles de este yacimiento, es necesario realizar una serie de trabajos de drenaje para reducir la humedad del mineral y evitar las perdidas de mineral. La efectividad del drenaje depende de factores naturales como la permeabilidad del cuerpo mineral, relieve, características de la zona de alimentación y régimen de lluvia, así como la configuración del fondo del mineral.

La actividad de Extracción y Transporte es la mas importante que se realiza en la mina, y consiste en la extracción de mineral y su traslado hacia la planta de recepción y trituración o hasta depósitos interiores que se hacen con el fin de mantener reservas extraídas del mineral.

Producto de la actividad minera tienen lugar diferentes tipos de procesos en el medio estudiado. En las superficies denudadas por el destape se presentan los procesos de erosión eólica y por tanto de contaminación coneótica, así como también en ellas ocurren procesos erosivos de arrastres de partículas que contaminan las aguas superficiales. Estos procesos negativos evidencian un carácter temporal.

Los cortes mineros son superficies donde se crea un nuevo relieve. El escurrimiento y la red de drenaje natural se alteran generalmente, provocándose un intenso arrastre de partículas por erosión desde estas superficies que contaminan las aguas superficiales, formándose nuevos

cauces en la zona circundante. También se produce en ellas el proceso de erosión eólica que provoca la contaminación coneótica. La compactación en estos casos actúa de forma positiva .

En las escombreras se evidencian procesos erosivos intensos, con formación de surcos, cárcavas y deslizamientos provocando la contaminación de las aguas y el aire hasta que logran compactarse y presentarse la forma incipiente de la coraza laterítica con el tiempo.

La principal fuente de erosión eólica y por tanto de contaminación coneótica lo constituye la red vial.

Antecedentes

En el yacimiento Punta Gorda se comenzaron los trabajos de preparación minera en el año 1975. Una parte del material de destape se utilizó en la construcción de la carretera Moa-Punta Gorda y en los diques de la presa de cola de la fábrica.

Los trabajos de extracción de mineral comenzaron en 1985 sobre áreas del yacimiento fuertemente antropizada. Ya se presentaban con fuerza, debido a la deforestación, los procesos erosivos y una alta degradación del paisaje unido a la pérdida total de la vegetación.

La reforestación no se comenzó hasta mediado el año 1996 debido a diferentes causas, existiendo un impacto acumulativo significativo sobre los principales factores ambientales.

En esta primera fase de rehabilitación se preparó un área experimental de 4 ha, con diferentes especies para comprobar su adaptabilidad a las nuevas condiciones. Se adoptó como práctica de recuperación de los terrenos afectados la formación de depósito de agua freática y del escurrimiento superficial para evitar la contaminación de los ríos, donde las condiciones topográficas lo permitían y la reforestación con las especies escogidas.

Resulta muy difícil regenerar la vegetación destruida por este tipo de minería, debido a que el suelo resultante es muy infecundo, posee grandes concentraciones de elementos tóxicos (níquel, magnesio) y es vulnerable a la erosión. Al cambiar sus propiedades primitivas el proceso de regeneración de las especies degradadas es extremadamente lento y muchas veces no se produce.

Los resultados obtenidos con estas prácticas no satisfacían las políticas ambientales de la empresa ni las exigencias de la legislación cubana al respecto, por lo que cual se hizo necesario la búsqueda de nuevos métodos mas respetuosos con la naturaleza y de mayor efectividad.

Metodología de rehabilitación

Sobre la base de las mejores experiencias de la práctica minera mundial, aplicando de forma creadora y con criterios científicos las experiencias mas avanzadas, a las condiciones específicas de esta minería, en los últimos años un grupo de especialistas han desarrollado investigaciones para lograr minimizar o/y mitigar los impactos negativos de este tipo de producción, que ha dado como resultado la obtención de un método de explotación amigable con el medio ambiente acorde a las normativas legales cubanas e internacionales.

El método consiste en la implementación de un sistema de laboreo selectivo y de transferencia. La selectividad está dada por la extracción independiente del suelo, el escombros y el mineral, lo cual garantiza una mejor organización para su uso futuro, y lo transferencial radica en la

excavación de un área inicial que permite realizar posteriormente el vertido directo del escombro en los espacios minados.

Con este sistema se consigue:

- Una mínima ocupación de terrenos exteriores a la mina para escombrera.
- La realización de la rehabilitación de los terrenos afectados simultáneamente con la explotación de la mina.
- Menor costo de los procesos de rehabilitación.

Con este método, el estudio y los planes generales del terreno se contemplan desde la etapa de elaboración del proyecto de explotación de la mina, considerándolos como parte integrante de las labores mineras, de manera que tanto el sistema de explotación por minería de transferencia, como la ejecución de las escombreras, permiten y facilitan la utilización posterior del área minada, una vez extraídas las reservas útiles.

La explotación y la rehabilitación se planifican y ejecutan como un conjunto inseparable, en lo que están implicados tanto los responsables de la propia explotación como los de rehabilitación de los terrenos. Esta integración no sólo permite conseguir un alto grado de eficacia y rapidez en los resultados ambientales, sino también obtenerlos a un costo razonable. La falta de planificación puede influir negativamente en el éxito de la rehabilitación, así como la falta de mantenimiento y de cuidados posteriores.

El plan de rehabilitación hace uso de todas las técnicas preventivas y correctivas necesarias para hacer mínimo el impacto ambiental considerando los costos mínimos que permitan la realización de la rehabilitación dentro de la rentabilidad de extracción del recurso minero.

El objetivo de la rehabilitación no es sólo impedir el proceso de deterioro y degradación de la vegetación y el paisaje que se venía produciendo con el tiempo, sino también obtener una regeneración total de los terrenos afectados por la minería, de manera que puedan ser objeto de un uso posterior acorde con las necesidades de la zona.

La metodología de trabajo desarrollada se puede resumir en las siguientes fases:

- Rehabilitación minero técnica del terreno.
- Rehabilitación biológica.

El objetivo de la primera fase es conseguir un suelo estable, lo mas regular posible para su uso posterior. Como parte del estudio, se han establecido criterios para alcanzar los objetivos de esta etapa que se exponen a continuación:

1. Modelar la superficie minada de manera que alcance formas similares al relieve natural.
2. Proteger con cobertura herbácea todos los taludes de las zonas minadas.
3. Utilizar los espacios minados con acumulaciones de agua como sedimentadores naturales y para el riego de las áreas reforestadas.
4. Diseñar las escombreras de manera que se logre una mayor integración con el paisaje
5. Emplear en la revegetación especies endémicas de la zona con el fin de recuperar la diversidad biológica

En esta fase se acometen los siguiente trabajos:

- Extracción del escombro y vertido del mismo en escombreras exteriores o los espacios minados. En la última capa se procura verter estériles con una textura y pH adecuada (el primer horizonte de los frentes de destape) para facilitar la penetración en profundidad de las raíces de la cubierta vegetal que se pretende obtener .
- Perfilado de taludes, para evitar los efectos de la erosión, facilitar las labores de reforestación y mejorar la implantación de la cubierta vegetal.
- Extendido del suelo vegetal sobre las plataformas y taludes de escombreras, en capas de 0,30 a 0,60 metro. Este suelo se obtiene mediante la excavación selectiva de la tierra vegetal que existe en el área de excavación y su posterior conservación.

Los trabajos de preparación y conformación del terreno se realizan con el equipamiento propio de la actividad minera.

Teniendo en cuenta la baja cantidad de nutrientes y materia orgánica de estos suelos, es necesario la rehabilitación biológica con el fin de aplicar en los huecos para la siembra, una dosis de nutrientes por plantas para garantizar los elementos necesarios para el correcto desarrollo de las mismas.

La selección de especies se fundamenta en los resultados obtenidos en el área experimental de la mina con plantas de fácil adaptación a las difíciles condiciones y algunas endémicas de la zona. Se han utilizado tres tipos fundamentales de especies: la Casuarina, el Pino Cubensi y diferentes tipos de frutales.

El Pino Cubensis se planta con preferencia en las zonas con relieve suave donde la erosión es menos intensa y la Casuarina por sus características se ha adaptado a cualquier lugar del área. Los frutales se intercalan en hileras con el Pino y la Casuarina.

Con el objetivo de conservar la biodiversidad de la región y de manera especial, se han tomado una serie de medidas que deben tenerse en cuenta en esta fase de la rehabilitación:

- Mantener islas de vegetación virgen en las zonas de baja mineralización que actuaran como bancos biogenético y ayudaran a la propagación de la flora endémica.
- Obtener por moteo otras plantas endémicas para incorporarlas paulatinamente en las zonas a rehabilitar

De las 332 ha afectadas por la extracción del mineral, 192.5 han sido rehabilitadas hasta noviembre del año 2004 con gran efectividad, y en línea general, se pueden mostrar resultados positivos, lo cual ha sido reconocido por los organismos correspondientes. (Cmdte. Ernesto Che Guevara, 2000).

Con la implementación de esa metodología, durante la etapa de cierre y abandono de la mina, solamente será necesario mantener un sistema de monitoreo y control ambiental de las áreas rehabilitadas.

La empresa explotadora ha asimilado paulatinamente el método de trabajo y se esfuerza por hacer compatible la actividad minera y el mantenimiento del equilibrio natural buscando el desarrollo y el bienestar social de la zona sin dañar el entorno.

Esta experiencia se ha generalizado en los yacimientos, Los Naranjos de la Empresa Cromo Moa, Rosado del Río de la Empresa Mármol Bayamo y se ha introducido en la docencia minera de pre y posgrado del ISMM, a través del estudio de casos y de temas específicos en las asignaturas del plan de estudio y de las maestrías y especialidades.

CONCLUSIONES

- La aplicación de la metodología de rehabilitación en la los yacimientos lateríticos y cromíticos de Moa pone de manifiesto que es posible conciliar la explotación minera a cielo abierto con la protección del paisaje, el acondicionamiento y mejora de la superficie del terreno, eliminando los efectos negativos que este tipo de labor ha producido en otras áreas.
- Los beneficios derivados de la implementación del método de trabajo son los siguientes :
 - a) Ecológicos: En la medida que se mejora la estabilidad de los suelos, rocas y minerales expuestos a los agentes erosivos, el control y regulación del escurrimiento superficial y la protección y desarrollo de la vegetación, calidad del aire, de las aguas , etc.
 - b) Sociales: Por la creación de plazas para trabajadores con nuevos perfiles ocupacionales, la superación y recalificación de los cuadros. Se mejora el aspecto estético del paisaje y la calidad de vida de la población y en general del medio ambiente.
 - c) Económicos: Se evidencian en la obtención de menores costos de rehabilitación y se expresan en externalidades positivas derivadas de la conservación y uso racional de los recursos naturales y la reducción de la pérdida de minerales valiosos.

BIBLIOGRAFÍA

- Empresa Cmdte. Ernesto Che Guevara. (2000). Proyecto de Rehabilitación. Informe Técnico.
- Gaceta Oficial (1997). Ley No. 81 Del Medio Ambiente. Edición extraordinaria, La Habana.
- Gaceta Oficial (1997). Ley No. 77 Ley de Minas. La Habana.
- International Nickel Study Group. 2003. Current statistics on nickel. [http:// www.insg.org](http://www.insg.org)
- Manual de Restauración de Terrenos y Evaluación de Impactos Ambientales en Minería.(1998). Instituto Tecnológico Geominero de España.
- Mine Rehabilitation Handbook. (1999) Australian Mining Industry Council.
- Pous A. (1985) Recuperación de zonas devastadas por los trabajos minero. Revista Tecnológica. Serie Geología No 1 , Vol. XV. Pág. 69-76.
- Ulloa M. 1999. Influencia sobre el medio ambiente de la explotación de los yacimientos niquelíferos de Moa. 35 p
- Ulloa M. , X. Sevilla, S. Lopez, A. Che Viera. 2004. Aplicación de tecnologías amigables con el medio ambiente en la explotación de yacimientos lateríticos. Ponencia Forum Nacional de Ciencia y Técnica; 10 p.

ESTUDIO DE LA EFECTIVIDAD DE LOS EQUIPOS DE EXTRACCIÓN EN EL YACIMIENTO MOA ORIENTAL

Orlando Belete Fuentes⁽¹⁾, Pedro Oscar Torres Tamayo⁽²⁾ y Maday Cartaya Pires⁽³⁾

- (1) Instituto Superior minero Metalúrgico de Moa, Edificio A-13, apartamento 1 Reparto Caribe, Moa, Holguín, Cuba. , E-mail: obelete@ismm.edu.cu
- (2) Instituto Superior minero Metalúrgico de Moa, Edificio 36, apartamento 11 Reparto Caribe, Moa, Holguín, Cuba. , E-mail: mcartaya@ismm.edu.cu
- (3) Empresa Comandante Pedro Soto Alba, Moa, Holguín, Cuba.

RESUMEN

Para extraer la materia prima mineral de forma efectiva en los yacimientos lateríticos ubicados en la pendiente norte del sistema montañoso Moa-Baracoa de la provincia Holguín, Cuba, se propone un análisis comparativo entre la variante de explotación minera, utilizando el equipamiento retroexcavadora Liebherr y la Dragalina SBSH-45, con el objetivo de demostrar su efectividad y la posibilidad de utilizarlo en el sistema de explotación por bancos, que desde el punto de vista técnico y económico, aumenta la productividad del trabajo y disminuyen los impactos negativos sobre el medio ambiente, considerando que para un determinado volumen de mineral y escombros, se desea calcular el equipamiento minero a utilizar en las labores de destape y extracción.

La explotación del yacimiento considerando el relieve de la superficie y las condiciones geológicas, se debe realizar en esencia, por el bloque de mayor grado de estudio, la extracción se hace por bancos de 3 m de alto con la utilización del esquema tecnológico retroexcavadora-camión articulado.

La apertura del yacimiento con el sistema Retroexcavadora-Camión articulado en bancos de tres metros, resultó ser el método racional por su alta eficiencia, elevada productividad y bajos costos en las operaciones.

Se determinó además, que en este yacimiento existen áreas con relieve abrupto, con intercalaciones de estériles y buenas condiciones de drenaje, donde se debe emplear la extracción por bancos para obtener una mayor recuperación y mejor calidad del mineral extraído.

Se demuestra en este trabajo que el sistema de explotación Retro-Camión es más ventajoso que el sistema Dragalina-Camión.

Palabras claves: Minería, cielo abierto, lateritas, sistema de explotación.

ABSTRACT

To extract the raw mineral material in an effective way in the lateritic deposit located in the north slope of the mountainous system Moa-Baracoa from Holguín, Cuba, it intends a rational variant of mining exploitation that from the technical and economic point of view, the productivity of the work increases and diminish the negative impacts on the environment, considering that for a certain mineral volume and rubbish, it is wanted to calculate the mining equipment to be used in the works of uncovers and extraction.

The exploitation of the location considering the relief of the surface and the geological conditions, should be carried out in essence, for the block of more study degree, the extraction is made by benches of 3 m of high with the use of the outline technological articulate retro digging-truck.

It is intended a technological outline that integrates the extraction, transportation and mineral benefit.

The opening of the location with the retro digging-truck system articulated in benches of 3 meters, was the most rational for their high efficiency, high productivity and low costs in the operations.

It was also determined that in this location areas exist with abrupt relief, with intercalations of sterile and good drainage conditions, where the extraction should be used by benches to obtain a bigger recovery and better quality of the extracted mineral.

It is demonstrated in this work that the system of exploitation retro-truck is less expensive than the digger-truck system.

Key words: Mining, open pit, lateritas, system of exploitation.

INTRODUCCIÓN

La industria minera constituye la base de materia prima para la industria metalúrgica. Sin metales no podría subsistir prácticamente ninguna rama de la economía de un país.

La materia prima necesaria para la obtención de los metales la constituyen los minerales cuya extracción es principalmente la tarea primordial de la industria minera.

La eficiencia de la industria metalúrgica depende en gran medida de la calidad del material que se le suministra. Existe una estrecha relación entre ambas industria, todo el proceso funciona

como un sistema donde intervienen trabajos geológicos, extracción, transporte del mineral, proceso de beneficio y planta metalúrgica.

El presente trabajo surge por la necesidad de dar respuesta a las dificultades que se presentan durante la extracción del mineral en el yacimiento Moa Oriental de la Empresa Comandante Pedro Sotto Alba-Moa-Níckel S.A., en zonas con mineralización discontinua y relieve abrupto, donde la extracción con Dragalina que se usa tradicionalmente no resulta adecuada ya sea por el empobrecimiento que produce en el mineral con el sistema de arrastre o por lo difícil de su desplazamiento, a lo que se añade el alto costo de estos equipos.

Los objetivos de este trabajo son los siguientes:

- Demostrar la efectividad de la extracción con Retroexcavadora Liebherr en comparación con la Dragalina.
- Manifestar las ventajas de esta tecnología así como sus limitaciones para la aplicación en los yacimientos lateríticos.
- Demostrar la aplicación del mismo en una zona de alta complejidad del yacimiento.

Materiales y métodos:

- Análisis bibliográfico.
- Reconocimiento visual de la zona y del trabajo de los equipos.
- Elección de un sector de alta complejidad de mineralización para realizar el proyecto.
- Cálculo de los parámetros técnicos y económicos para la explotación de un sector.

ESTUDIO COMPARATIVO DEL METODO DE EXPLOTACION CON RETRO Y DRAGALINA EN EL YACIMIENTO MOA ORIENTAL

Sistema de explotación propuesto y elección del equipamiento a utilizar.

La explotación por bancos se puede realizar en cualquier condición (potencias altas, medias, bajas; mineralización continua y discontinua, etc.). Este tipo de explotación tiene las limitantes que no es recomendable su utilización donde se quiera lograr una mejor homogeneización en el frente y en zonas donde hay alta humedad (40 %).

Se deben considerar las diferentes ventajas de los equipos de extracción (Dragalina, y Retroexcavadora) para las condiciones específicas de la zona de estudio (Polanco, 1996).

Las principales ventajas que presenta la Dragalina son:

- Puede trabajar con cualquier humedad.
- Posibilita la mezcla del mineral.
- Se necesitan menor número de caminos.

Esta presenta las limitantes de que cuando hay intercalaciones de gabros no es recomendable su utilización o cuando el relieve es accidentado.

La Retroexcavadora presenta las ventajas siguientes:

- Mayor selectividad.
- Puede trabajar en cualquier tipo de relieve.
- Puede trabajar en cualquier potencia.
- Alta movilidad

Sus limitaciones son:

- No permite la mezcla del mineral en el frente.
- Donde existe alta humedad no es recomendable su utilización.

Los criterios a tener en cuenta para que la explotación por bancos múltiples se realice con eficiencia y calidad según los estudios realizados por los especialistas de la mina Moa-Níckel S.A. son las siguientes (Alexandre, 2000):

- Yacimientos con pendientes medias y abruptas.
- Cualquier potencia del mineral.
- Baja humedad del mineral.
- Presencia de mineralización continua y discontinua.

El cálculo de los volúmenes de escombros y mineral se realizaron a partir de los perfiles del bloque.

La altura del banco influye grandemente en el trabajo de la Mina, por ello su determinación correcta es uno de los problemas básicos de la proyección de Mina.

Durante su establecimiento se consideran algunos factores como son: condiciones de yacencia, propiedades físico – mecánicas de las rocas, intensidad de explotación, plan calendario de los trabajos de destape, calidad exigida del mineral, condiciones de trabajo de las Retroexcavadoras y del transporte.

Los taludes de los bancos de trabajo durante la explotación dependen del carácter de la roca, de los métodos de explotación, etc.

Es muy importante considerar las condiciones de yacencia del cuerpo mineral; es preferible que el banco esté representado por rocas homogéneas. Las cotas del techo y del piso del banco deben coincidir en la medida de las posibilidades con los contactos de los diferentes tipos de rocas. También se debe considerar la posibilidad de la extracción selectiva.

Atendiendo a las condiciones específicas del sector a explotar en el yacimiento Moa Oriental, el equipamiento a utilizar y los demás factores que influyen en la elección de la altura del banco, se determinó que la misma será de 3 metros con un ángulo de talud de 75° (Fig. 1).

Es conocido que la altura del banco influye directamente en la velocidad de desplazamiento de los frentes de excavación, frentes de trabajo y en los plazos de apertura y preparación de nuevos horizontes.

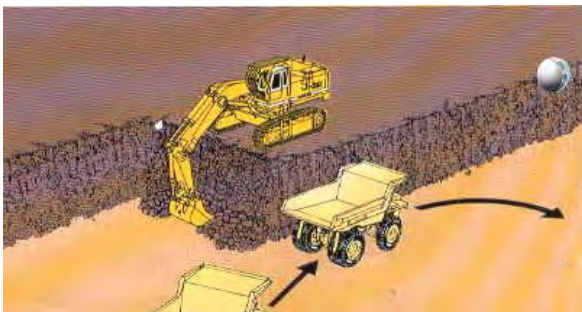


Fig.1. Forma efectiva de ataque Retro-Camión

Las velocidades de desplazamiento de los frentes de arranque (V_{fa}) y de trabajo (V_t) se determinan de la siguiente forma (Alexandre 2000):

$$V_{fa} = \frac{Q}{Ah}; \quad V_{fa} = \frac{454}{(10.35)^3} = 14.62 \text{ m/h}$$

Donde:

Q- Productividad de la Retroexcavadora ($454 \text{ m}^3/\text{h}$)

A – Ancho de la banda (10.35 m)

h - Altura del banco (3 m)

$$A = R + D_e + b = 6.775 + 2.075 + 1.5 = 10.35 \text{ m}$$

El desarrollo de la Mina se caracteriza por dos direcciones básicas: desplazamiento horizontal de los bancos y profundización de la minería.

Cuando la Retroexcavadora termina una banda de trabajo se dirige a la siguiente, como resultado de ello la línea del frente se desplaza con velocidad:

$$V_t = \frac{12Q}{hL} = \frac{(12)454}{3(300)} = 0.6 \text{ m/h};$$

Donde:

L- longitud del bloque geológico (300 m)

ACTIVIDAD DE DESBROCE

Esta actividad consiste en eliminar toda la vegetación existente en la zona de la futura minería, está representada por la Dracena Cubensis, el Yuraguano y por variados arbustos e hierbas dispersas en gran parte del bloque. No existen árboles grandes que puedan ser utilizados para otros fines.

Toda la vegetación, es decir, los arbustos, hierbas, pequeñas plantas, etc. que se encuentran en el sector será arrancada y depositada en áreas marginales de este, pero siempre teniendo en cuenta que no pueda afectar o entorpecer un futuro trabajo minero, además pueden depositarse en el área ya minada del sector.

Esta operación se realizará con buldózer, empezando por la parte sur que tiene una mayor elevación hacia la parte norte del bloque geológico.

El sector tiene 8 hectáreas, el espesor de la capa a desbrozar es de 30 cm. El desbroce del sector se realizará en un período de 7-12 días, trabajando 12 horas.

Cálculo de la productividad teórica del Buldózer (Belete, 1999):

$$Q_{teo} = \frac{300(FL_s)}{T_c}, \quad F = F_1 + F_2, \quad F_1 = \frac{mH_e^2}{K_3}$$

$$F_2 = (1 - m)b_e H_e + h_3^2 \cot \beta_2$$

Donde:

F_1 y F_2 - Área de fragmentación de la roca durante la escarificación; m^2 .

m - Coeficiente de proporcionalidad, para rocas blandas (0.01)

H_e - Profundidad de escarificación (0.768).

K_3 - Coeficiente de proporcionalidad de la relación de H_e y el ancho del terminal (3-5).

b_e - Ancho de la cavidad de escarificación de un puntal por el paso (0.18).

h_3 - Alto de la figura de fragmentación de la roca durante la escarificación (0.576 m).

β_2 - Angulo de la punta de roca de la parte superior de la zona de fragmentación (45°).

T_c - Tiempo de ciclo; s.

L_s - Longitud efectiva de escarificación del Buldózer.

$$F_1 = \frac{0.02(0.768)^2}{4} = 0.00295 \text{ m}^2,$$

$$F_2 = (1 - 0.02)18(0.768 + (0.576)^2 \cot 45^\circ) = 0.4673 \text{ m}^2.$$

$$F = 0.00295 + 0.4673, F = 0.47 \text{ m}^2$$

Conociendo $L_s = 50 \text{ m}$, $T_c = t_1 + t_2 + t_3 + t_4$

$$t_n = \frac{l_n}{v_n}$$

Donde:

t_1 - Tiempo de arranque

t_2 - Tiempo de transporte

t_3 - Tiempo de recorrido en vacío

t_4 - Tiempo de encendido

$$T_c = l_1 / v_1 + l_2 / v_2 + l_3 / v_3 + l_4 / v_4$$

Donde:

l - Longitud

v - Velocidad

$$T_c = \frac{8}{0.6} + \frac{50}{0.9} + \frac{65}{2.9} + 5 = 96.3 \text{ s.}$$

$$Q_{teo} = \frac{(3600)(0.47)(50)}{96.3} = 878.50 \text{ m}^3/\text{h}$$

Cálculo de la productividad técnica (Belete, 1999).

$$Q_{tec} = \frac{Q_{teo} F_E}{F} = 132.71 \text{ m}^3 / \text{h},$$

$$F_e = \frac{3600}{T_c} (0.5 + 0.75) B_e h_e \frac{T_c}{3600} = 0.071 \text{ m}^2$$

$$h_e = \frac{(0.5b_e + a)}{2} \tan \beta_2$$

$$a = h_3 \cot \beta_2; \quad a = 0.576 \cot 45^\circ; \quad a = 0.576 \text{ m}$$

$$B_e = 0.98 b_e; \quad B_e = 0.98 \times 0.18, \quad B_e = 0.176 \text{ m}$$

Cálculo de la productividad de explotación.

$$Q_{\text{exp}} = Q_{\text{teo}} K_u T_t = 2579.88 \text{ m}^3/\text{día}$$

Donde:

K_u - Coeficiente de utilización (0.8)

T_t - Duración del turno de trabajo (8 h)

$$A = 300 (300), \quad A = 90\,000 \text{ m}^2$$

Volumen a desbrozar:

$$V = A h = 90\,000 (0.3) = 27\,000 \text{ m}^3$$

Cantidad de días necesarios para el desbroce.

$$D = \frac{V}{Q_{\text{exp}}} = \frac{27000}{2579.88} = 10.5 \text{ días.}$$

ACTIVIDAD DE DESTAPE

El destape de reservas ocasionará uno de los principales volúmenes de trabajo de la actividad minera en el sector a explotar, por lo que una buena ó mala selección del equipamiento para realizar este trabajo ha de repercutir positiva ó negativamente en los trabajos económicos de la mina. De manera que el equipo racional será aquel que permita armonizar los factores cuantitativos y cualitativos que den como resultado un bajo costo para la mina y una alta calidad del mineral.

Para el destape del sector en cuestión, utilizaremos la Retroexcavadora Liebherr por la gran aplicación de estos equipos y ventajas con respecto a otros en determinadas condiciones; puede cargar los camiones situados en el nivel inferior o al mismo nivel, tienen gran posibilidad de distribuir la carga del último cucharón sobre la caja del camión si este tiene que recorrer grandes distancias, evitando así derrame de material, además requiere de poco espacio de trabajo, tiene larga vida útil, tiene cierta movilidad que aventaja a la excavadora ESH 5/45 (Dragalina).

La Retroexcavadora tiene gran posibilidad de limpiar la plataforma de trabajo sin la ayuda de equipos auxiliares (Bulldózer), puede apartar grandes bloques de rocas que dificulten las operaciones, tiene la posibilidad de limpiar el área donde se poseionan los camiones, disminuyendo el riesgo de desgaste y costo de neumáticos, pueden remontar pendientes de hasta 45° por su gran empuje de tracción.

Con la necesidad de utilización de un equipo de transporte para el traslado del material de escombros removido por la Retroexcavadora utilizaremos los camiones articulados.

La elección de este tipo de equipo (camión articulado) es debido a su gran utilización y rendimiento en terrenos difíciles, ya que este equipamiento comparado con el camión rígido con la Retroexcavadora no necesita una preparación tan rigurosa de los caminos de acceso al frente y su combinación ha proporcionado grandes productividades en otros yacimientos analizados en la investigación.

Todo el material que es sacado en esta operación será depositado en una parte del sector arrancado para la posterior rehabilitación de éste.

Cálculo de los parámetros de la Retroexcavadora Liebherr 984 litronic

1. Cálculo de la productividad teórica.

$$Q_{teo} = \frac{3600E}{T_c} = 668.7 \text{ m}^3/\text{h}$$

Donde:

E – Capacidad de la cuchara de la Retroexcavadora (6 m^3).

T_c – Tiempo de ciclo (32.3 s).

2. Productividad técnica.

$$Q_{tec} = Q_{teo} \frac{K_{LL}}{K_e} = 463.7 \text{ m}^3 / \text{h}$$

Donde:

K_{LL} – Coeficiente de llenado (0.95).

K_e – Coeficiente de esponjamiento (1.37).

3. Productividad de explotación.

$$Q_{exp} = 375.6 \text{ m}^3 / \text{h}$$

Donde:

K_u – Coeficiente de uso del tiempo de trabajo (0.81)

4. Cálculo de la productividad anual.

$$Q_a = Q_t P = 2\,884\,608 \text{ t/año}$$

Donde:

P – Cantidad de horas de trabajo al año

5. Cálculo de la cantidad de Retroexcavadoras necesarias para el destape planificado.

$$N_r = \frac{V_e}{Q_a} = 0.55 \approx 1 \text{ Retro}$$

Donde:

V_e – Volumen de escombros a remover

6. Cálculo del parque de inventario.

$$N_{pi} = N_r K_r = 0.55 (1.25) = 0.68 \approx 1 \text{ Retro.}$$

Donde:

K_r – Coeficiente de reserva que se debe tener en cuenta para cualquier eventualidad
(1.25)

ACTIVIDAD DE EXTRACCIÓN Y TRANSPORTE

La extracción del mineral es el objetivo final de toda una serie de trabajos preparatorios y de investigación que se realiza en las diferentes etapas de trabajo en la mina, pues garantiza el proceso metalúrgico, los contenidos y volúmenes necesarios para obtener el producto final.

Para la extracción del sector a explotar, se utiliza el mismo equipamiento propuesto para el destape, es decir, Retroexcavadora Liebherr con camiones Volvo BM A35C (Fig. 2) (Informe técnico, 2003).



Fig. 2 Retroexcavadora LIEHBERR - R984C.

Determinación del tiempo de ciclo de la Retroexcavadora LIEHBERR - R984C.

El fabricante de equipos para la construcción, movimiento de tierras y minería, Liebherr ha encontrado en la excavadora hidráulica R984C un equipo polivalente. Así, el peso de estos equipos ha pasado de 114 a 117 t y la potencia del motor de los 680 CV a los 685.. Por ello, Liebherr está apostando fuertemente por unas excavadoras cuyas capacidades de carga, tiempos de los ciclos y fuerza de penetración, permiten estar a la cabeza de un segmento tan competitivo. En el modelo R984C, la penetración de la cuchara corresponde a un 40% del tiempo total empleado por la excavadora durante el ciclo, mientras el giro con carga y en vacío corresponde conjuntamente a un 20% del tiempo de ciclo. Otro aspecto importante en estas excavadoras es el consumo y la geometría entre el camión y la excavadora: La R984C puede trabajar con cucharas entre los 6,5 y 7 m³ con materiales sueltos de densidad de 1,8 g/cm³. Con este material y con un tiempo medio de cambio entre camiones esta excavadora obtiene una producción de 800 t/h.

Para la realización de este trabajo se escogió la retroexcavadora # 6, que se encontraba trabajando en el banco # 64, para ello, con un reloj digital se midió el tiempo de ciclo del equipo, es decir el tiempo de carga-giro-descarga-regreso. El equipo se encontraba minando al mismo nivel (cota) de los camiones y el ángulo de giro para el proceso de arranque-carga-traslado era de 90°, así como la posición de las esteras de la retro con respecto a los camiones, por lo que se encontraba trabajando para un perfecto aprovechamiento de la productividad de la máquina. Los resultados del tiempo de ciclo se encuentran en las tablas 1 y 2.

Tabla 1. Determinación del tiempo de ciclo desglosado por actividad

Tiempos de ciclos [Tc], (s)						
Ciclos	<u>1</u>	<u>2</u>	<u>3</u>	<u>4</u>	<u>5</u>	<u>6</u>
Tc-carga	9	9	8	8	9	9
Tg-giro	8	7	8	8	7	7
Td-descarga	8	8	7	9	8	8
Tr-regreso vacío	7	7	7	7	8	7
Σ Tc	32	31	30	32	32	31

Tabla 2. Determinación del tiempo de ciclo sin desglosarlo por actividad

Tiempos de ciclos [Tc] , (s)						
Ciclos	<u>1</u>	<u>2</u>	<u>3</u>	<u>4</u>	<u>5</u>	<u>6</u>
Ccarga, Giro, Descarga, y Regreso vacío	32	33	31	34	32	32

Nota: la efectividad de las mediciones (reloj digital) podría estar en un 90 – 98 %.

Cálculo de los parámetros de la Retroexcavadora Liebre 984.

1- Cálculo de la productividad teórica:

$$Q_{teo} = \frac{3600E}{T_c} = 668.7 \text{ m}^3/\text{h}$$

2- Cálculo de la productividad técnica:

$$Q_{tec} = Q_{teo} \frac{K_{LL}}{K_e} = 463.7 \text{ m}^3/\text{h}$$

3- Cálculo de la productividad de explotación:

$$Q_{exp} = Q_{tec} K_u = 375.6 \text{ m}^3/\text{h}$$

4- Cálculo de la productividad anual:

$$Q_a = Q_t P = 2\,884\,608 = \text{t/año.}$$

5- Cálculo de la cantidad de Retroexcavadoras necesarias:

$$N_r = \frac{V_e}{Q_a} = \frac{1681200}{2884608} = 0.58 \approx 1 \text{ Retro.}$$

6- Cálculo del parque de inventario:

$$N_{pi} = N_r K_r = 0.58 = 1 \text{ Retro.}$$

Cálculo de los parámetros de productividad la Dragalina - HKM3 5/45.

Determinación del tiempo de ciclo de la Dragalina en el caso de que se utilice para la actividad de arranque-carga del mineral (Fig. 3).

Tabla 3. Determinación del tiempo de ciclo desglosado por actividad

Tiempos de ciclos (Tc), (s)						
Ciclos	<u>1</u>	<u>2</u>	<u>3</u>	<u>4</u>	<u>5</u>	<u>6</u>
Tc-carga	10	9	10	10	10	9
Tg-giro	9	11	9	9	10	10
Td-descarga	14	14	14	14	13	13
Tr-regreso vacío	14	14	14	14	15	14
Σ Tc	47	48	47	47	48	46

Tabla4. Determinación del tiempo de ciclo sin desglosarlo por actividad

Tiempos de ciclo (Tc), (s)						
Ciclos	<u>1</u>	<u>2</u>	<u>3</u>	<u>4</u>	<u>5</u>	<u>6</u>
Carga, Giro, Descarga, y Regreso vacío	47	49	48	47	46	47

Cálculo de la productividad teórica.

$$Q_{teo} = (3600s \times E) / T_c = 456.3 \text{ m}^3 / \text{h}$$

Cálculo de la productividad técnica.

$$Q_{tec} = (Q_{teo} \times K_{II}) / K_e = 316.41 \text{ m}^3 / \text{h}$$

Cálculo de la productividad de explotación.

$$Q_{exp} = Q_{tec} \times K_u$$

$$Q_{exp} = 256.29 \text{ m}^3 / \text{h}$$

$Q_{\text{año}} = 1\,968\,307 \text{ t/año.}$

Cálculo de la cantidad de Dragalinas necesarias:

$$N_r = \frac{V_e}{Q_a} = \frac{1681200}{1968307} = 0.85 \approx 1 \text{ Dragalina.}$$

7- Cálculo del parque de inventario:

$$N_{pi} = N_r K_r = 1.06 = 1 \text{ Dragalina.}$$



Fig. 3 Dragalina - HKM3

VALORACIÓN ECONÓMICA

La valoración económica se realizó con el objetivo de determinar la factibilidad económica de la tecnología propuesta al comparar el costo de producción de una tonelada de mineral extraído con la tecnología excavadora (Liebherr) – camión (Volvo) y la Dragalina (HKM3 SHN-5/45). Para el cálculo del costo de producción de una tonelada de mineral con la tecnología propuesta se tuvo en cuenta los elementos de gasto (salarios, amortización de equipos, gastos por consumo de combustible, mantenimiento y reparaciones) en las dos actividades fundamentales del proceso de producción en la mina (destape, extracción y transporte) (Ulloa, 2000).

Cálculos económicos para los trabajos de extracción y transporte (Caso Retro):

1. Gastos por concepto de salarios.

Cantidad de trabajadores en la actividad.	Total de salario en el mes (\$).	Total de salario en la actividad.
60	20 440	253 920

2. gastos por concepto de seguridad social: \$ 99028.8

3. Gastos por concepto de amortización de equipos

.Equipos	Valor (USD)	Cantidad	Amortización anual
Retroexcavadora	780 000	2	312 000
Camión articulado	330 000	20	1320 000
Bulldózer	301392	3	167 887.6
Total	1 110 000	25	1 790 887.6

4: Gastos por conceptos de combustible.

Equipos	Consumo (l / h) N	Precio	Costo total (\$ / l)
Retroexcavadora	60	0.31	321 408
Camión articulado	27	0.31	1 446 336
Bulldózer	20	0.31	160 704
Total	107	0.93	1 928 448

5. Gastos por concepto de Mantenimiento y reparaciones: \$ 907 720

Otros indicadores.

Indicadores	U / M	Valor
Volumen de producción.	Toneladas (t)	1 681 200
Salario medio.	\$ / trabajadores	340.7
Productividad.	t / trabajadores	28 020
Costo unitario total.	\$ / t	2.96

El costo de una tonelada de mineral extraído teniendo en cuenta la actividad de extracción y transporte del proceso de producción.

$$C_t = G_t / V_m = 4\,980\,005 / 1\,681\,200 = 2.96 \$ / t$$

Donde:

G_t – Gasto total

V_m – Volumen de mineral

Otros factores indicadores son: mano de obra, neumáticos, lubricantes, piezas de repuestos, otras reparaciones, entre otras.

Cálculos económicos para los trabajos de extracción y transporte (caso dragalina HKM3 SHN -5/45):

1. Gastos por concepto de salarios.

Cantidad de trabajadores en la actividad.	Total de salario en el mes (\$).	Total de salario en la actividad.
60	20 440	253 920

2. gastos por concepto de seguridad social: \$ 99028.8

3. Gasto por concepto de Amortización del equipo.

Equipo	Valor. (\$)	Cantidad.	233 035.9
Excavadora (Dragalina).	1 165 179.51	3	290 732.4
Bulldózer	301 392	3	167 887.6
Camiones	330 000	20	1 320 000
Total	1796571,51	26	1 778 620

4. Gasto por concepto de energía

Equipo	Kw / h	Precio.	Costo total anual (\$)
Excavadora (Dragalina)	140	0.74	2 685 312

5. Gastos por concepto de Mantenimiento y reparaciones: \$ 889 200

Otros indicadores.

Indicadores	U / M	Valor
Volumen de producción.	Toneladas (t)	\$1 681 200

Salario medio.	\$ / trabajadores	\$340.7
Productividad.	t / trabajadores	\$28 020
Costo unitario total.	\$ / t	\$3.39

El costo de una tonelada de mineral extraído teniendo en cuenta la actividad de extracción y transporte del proceso de producción.

$$C_t = G_t / V_m = 5\,706\,081 / 1\,681\,200 = 3.39 \$ / t$$

Donde:

G_t – Gasto total

V_m – Volumen de mineral

ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS

- La maquinaria Retro excavadora R984C posee una mayor posibilidad de movilidad (locomoción) (hasta 10.4 Km./h) por los diferentes relieves y frentes mineros; en comparación con la maquinaria Dragalina HKM3 la cual posee un sistema de locomoción muy lento y complejo producto a su gran peso y estructura. Podemos destacar además que la retro al ser trasladada de un frente a otro, ella misma puede desplazarse sin ayuda auxiliar, en cuanto a la Dragalina se necesita apoyo manual en los movimientos de cables así como en la preparación especial del terreno o vía, etc. Desde otras aristas se corrobora que la retro tiene la capacidad de preparar su terreno de estacionamiento no así la Dragalina al contar con la ayuda del Buldózer en el acondicionamiento del terreno o meseta con la exigencia de buena planimetría, etc.
- En cuanto a la seguridad del trabajo, la Dragalina ofrece un eminente peligro, fundamentalmente, a la hora de realizar el ciclo de descarga en camiones; producto a que su sistema de arranque y descarga está conformado por gúinches y una cuchara, por lo que la probabilidad de que la cuchara se desprenda es siempre eminente,

aparejado a la altura, poca estabilidad del órgano de labor (oscilaciones), régimen de trabajo (arrastre), deficientes ajustes, etc. En cambio la retro posee un órgano de trabajo más acoplado y seguro, y en esto se resume además su estabilidad en el laboreo.

- En materia de productividad la Dragalina debe estacionarse hasta extraer todo el mineral proyectado, fundamentalmente por su diseño estructural y su capacidad de alcance en longitud y profundidad. Por lo que en su sistema de arrastre mezcla (contamina) niveles importantes de mineral con rocas. No así en el trabajo de la retro puesto que su selectividad es un factor de mucha eficiencia.
- Otra fundamentalísima comparación es la acabada conformación del relieve. La retro con su sistema de explotación por banco (8x8x3) va extrayendo uniformemente las capas de mineral con más posibilidades de reforestación, drenajes, etc, así como dejar afloramientos de otros yacimientos más o menos importantes; ejemplo: yacimientos serpentínicos. Por otra parte en las labores de la excavadora Dragalina terreno queda mucho más abrupto producto a su laboreo con resultados en excavaciones muy profundas.

Todo este análisis muestra que la variante más racional para la explotación de estos yacimientos es la Retroexcavadora- camión volvo.

Tabla Comparación entre la Retro Liebherr y la Dragalina HKM3 SHN-5/45)

Índices	Retroexcavadora Liebherr 984	Dragalina HKM3 SHN-5/45)
Productividad técnica (m ³ /h)	590.08	316.41
Productividad de explotación (m ³ /turno)	5877.24	3075.46
Productividad anual (m ³ /año)	2 884 608	1 968 307
Costo por \$ / t	2.96	3.39
Gastos por concepto de combustible USD	1 928 448	-



Gastos por concepto de energía USD	-	2 685 312
Gastos por concepto de mantenimientos y reparaciones USD	3 543 248	2 784 548
Gastos totales USD	7 639 581.2	7 615 532.4
Condiciones de trabajo	Favorable	Desfavorable

CONCLUSIONES

1. La extracción por bancos múltiples con Retroexcavadora tiene su campo de aplicación en los yacimientos de lateritas niquelíferas de la región oriental, donde resulta ventajoso para determinadas condiciones geólogo – mineras presentes en los mismos.
2. En el yacimiento “Moa Oriental” así como en los circundantes, existen áreas con relieve abrupto, con intercalaciones de estériles y buenas condiciones de drenaje, donde se debe emplear la extracción por Bancos múltiples con el uso de retroexcavadoras, para obtener una mayor recuperación y una mejor calidad del mineral extraído.
3. El esquema tecnológico retroexcavadora-camión articulado en las operaciones de arranque-carga en el yacimiento Moa Oriental, es el racional en las condiciones actuales de explotación, por su alta eficiencia, elevada productividad y bajos costos en operaciones en comparación con el de Dragalina-camión articulado.
4. La sustitución de la Retroexcavadora por Dragalina en los procesos de extracción, le permitió a la Mina de la Fábrica Pedro Sotto Alba-Moa-Níckel S.A. ahorrar \$0.43 por cada tonelada de mineral extraída y transportada.

BIBLIOGRAFIA

1. Alexandre, Pedro, A. y M. Espinosa. Análisis minero-técnico-económico del método de explotación por bancos múltiples del yacimiento Punta Gorda (tesis de grado). ISMM. Moa, 2000
2. Belete Fuentes, O. Maquinas de excavacion-carga. Folleto. Editorial Juan Marinello. Guantanamo, 1999.
3. Bustillo Revuelta, Manuel; Carlos López Jimeno. Manual de evaluación y diseño de explotaciones mineras. Madrid, 1997. 705 p.
3. Ferguson, B. A.; G. Camposano y J. Aponte. Manejo y preparación de mineral. Falconbridge Dominicana. (s: l, s: n, s:a).
4. García Ovejero, Roberto. Dúmpers articulados veinte años en el mercado. Rocas y minerales. España. Vol. XV (188): 90- 92, Agosto, 1997.
5. Informes geológicos. Sub- Dirección de minas "Empresa Cmdte. Pedro Sotto Alba".
6. Informes técnicos. Sub- Dirección de minas "Empresa Cmdte. Pedro Sotto Alba".
7. Polanco Almanza, Ramón. Dirección de los flujos de mineral en los yacimientos lateríticos . Tesis en opción al grado científico de Doctor en ciencias técnicas. ISMM, Moa. 1996,(Inédito).
8. Technical Description Hydraulic Excavator [Descrip. técnica del excavador hidráulico]. Liebherr – Fracia S.A.
9. Vera Yeste, Angel. Introducción a los yacimientos de Níquel de Cuba. Ciudad de la habana, Cuba: Orbe, 1979. 213 p.
10. Ulloa Carcassés, Mayda. Alteraciones en el medio ambiente producidas por la explotación a cielo abierto de los yacimientos lateríticos de Moa. Referat de Problemas sociales de la ciencia y la tecnología. ISMM. 2000.
11. <http://www.liebherr.com>
12. <http://www.volvo.com>



REHABILITACIÓN DE LAS ÁREAS AFECTADAS POR LA MINERÍA EN EL YACIMIENTO DE CROMO “LOS NARANJOS”

M.Sc. Sunilda López Hinojosa, Ing. Manuel Pelier Carcassés

Empresa Cromo Moa, Carretera Moa – Baracoa. Km 16 ½. Quemado del Negro. Moa. Holguín. Cuba. Zip 84 390. E-mail: sunilda@cromo.moa.minbas.cu; mpelier@cromo.moa.minbas.cu

La Industria Minera tiene varias características que la singularizan, ya que la extracción de recursos naturales afecta el medio del que forma parte.

El yacimiento de cromo “Los Naranjos” se encuentra localizado en la provincia de Baracoa, en los límites del Parque Nacional Alejandro de Humboldt, Patrimonio de la Humanidad. Presentando una alteración geomorfológica producto a un trabajo minero inadecuado.

Teniendo en cuenta el incremento de los niveles de contaminación y el impacto ambiental que provoca la explotación a cielo abierto de este yacimiento, se concibe la elaboración de un plan de rehabilitación, que incluye medidas correctoras encaminadas a proteger los componentes ambientales del área analizada, con la finalidad de buscar las vías que permitan mitigar las afectaciones al medio ambiente.

Partiendo de la información existente, se realiza la descripción del entorno, y la caracterización general del objeto. Se determina la magnitud de las afectaciones, a través de la identificación y evaluación de dichos impactos partiendo de una metodología de valoración cualitativa y cuantitativa.

El área que abarcará la rehabilitación comprende cantera, escombrera, taludes de caminos y áreas deforestadas adyacentes al yacimiento.

Los usos escogidos, de acuerdo a las condiciones específicas de la zona, son: la conservación de la naturaleza como refugio ecológico, y el empleo de las depresiones dejadas por la primera fase de explotación minera, como escombrera interior.

Los cálculos de los volúmenes a restaurar por la Empresa, consideran utilizar el equipamiento existente actualmente, simultaneando este trabajo con la explotación minera, por lo que es más racional el costo total de rehabilitación.

Con la intervención del hombre logramos el restablecimiento de la vegetación autóctona, más rápido, que si dejáramos actuar los procesos naturales exclusivamente, y se logra una armonización con el entorno, restaurando la flora local y creando a la vez un hábitat para la fauna.



REFUGIO MOVIL PARA ARTILLEROS EN CANTERAS

M. Sc. Ing. Juan V. Rams Veranes ⁽¹⁾ , **M. Sc. Ing. José M. Díaz Díaz.** ⁽²⁾

(1) Centro Técnico para el Desarrollo de los Materiales de la Construcción. (CTDMC). Filial Santiago de Cuba. Calle 7 Esquina M. Terrazas Vista Alegre. Teléfono 643484

(2) Universidad de Oriente. Sede "Julio Antonio Mella". Dpto. Mecánica y Diseño. Ave. de las Américas s/n. Teléfono 643120

RESUMEN

Cuando se va a realizar una voladura es necesario proteger a los artilleros que la realizan del vuelo de los pedazos, así como del ruido y el polvo que estas producen; para ello, se emplean los refugios estacionarios y móviles.

Los refugios estacionarios tienen el inconveniente que cambian su posición y distancia a medida que el frente de cantera avanza, además que no sirven para todos los frentes y resultan más caros.

Los refugios móviles eliminan las desventajas anteriores, pero tienen una serie de requisitos que deben cumplir:

1. Resistir el impacto de los pedazos de rocas volantes.
2. Proteger a los artilleros del ruido y el polvo.
3. Ser ligeros.
4. De larga vida útil.
5. De fácil traslado de un frente a otro.

Los requisitos uno y dos entran en contradicción con los tres restantes, para resolver esto se requiere de un diseño correcto así como una buena selección de los materiales para su construcción.

Para poder diseñar este tipo de refugio se requiere emplear ecuaciones físicas y empíricas, así como contar con experiencia en este tipo de trabajo. El desarrollo de la teoría y la práctica de la construcción y el uso de estos refugios por más de un cuarto de siglo se brindan aquí.

ABSTRACT

When we will be carried out an explosion it is necessary to protect the blasters that carry out it of the flaying debris, as well as of the noise and the powder that these they take place; for it, the stationary and movables shelters are used.

The stationary shelters have the inconvenience that they change their position and distance as the quarry front advances, also that they are not good for all the fronts and they are more expensive.

The movables shelters eliminate the previous disadvantages, but they have a series of requirements that they should complete:

1. To resist the impact of the pieces of flying rocks.
2. To protect to the blasters of the noise and the powder.
3. To be slight.
4. Of long useful life.
5. Of haulage of an in front to another.

The requirements one and two are in contradiction with the three remaining, to solve this it is required of a correct design as well as a good selection of the materials for their construction.

To be able to design this shelter type it is required to use physical and empiric equations, as well as to have experience in this work type. The development of the theory and the practice of the construction and the use of these shelters for more than a quarter century you can find here.

INTRODUCCIÓN

Al ejecutarse trabajos de voladura a cielo abierto y la iniciación que se realiza por cualquier método y especial por el método eléctrico, es necesario proteger a los artilleros, del vuelo de los pedazos de rocas, de la onda aérea y el polvo. Para esto se emplean los refugios, los cuales pueden ser fijos o móviles.

Los primeros tienen la desventaja que se van alejando a medida a que avanza el frente y varían su posición relativa con respecto a la salida de las voladuras. Para eliminar estos inconvenientes es necesario construir otros, lo cual genera mayores gastos.

Los refugios móviles eliminan estas desventajas, pero deben de cumplir los siguientes requisitos.

- Resistir el impacto de los pedazos de rocas volantes.
- Proteger los artilleros del ruido y el polvo.
- Ser ligeros.
- Facilidad de traslado de un frente a otro.
- Larga vida de servicio.

El objetivo de este trabajo es diseñar un refugio móvil que cumple con los requisitos mencionados anteriormente.

Para lograr este objetivo es necesario realizar un análisis que comprende desde las características del macizo rocoso, los trabajos de perforación y voladura, balística, diseño mecánico y resistencia de materiales entre otras disciplinas no siempre desarrolladas en su totalidad; es por ello, que hay que recurrir a la experimentación y a las ecuaciones empíricas para obtener valores confiables.

Los resultados obtenidos están avalados por más de 25 años de uso de estos refugios en canteras.

DESARROLLO

El efecto destructivo de los pedazos de rocas volantes depende de sus dimensiones, velocidad inicial y su ángulo de salida, lo cual determina la altura máxima que alcanzan estos pedazos.

1. Cálculo de la velocidad inicial de los pedazos de rocas volantes.

Los profesores G.I. Pokrovsky y I. S. Fyodorov establecieron experimentalmente que esta velocidad puede determinarse por la expresión.

$$V_0 = \frac{72000C_{ex}}{\rho_r R^3}; \text{ m/s} \quad (1)$$

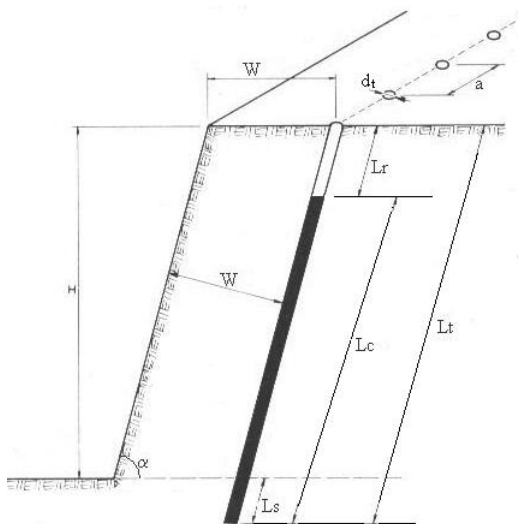
Donde:

C_{ex} : Peso del explosivo por taladro. kg.

ρ_r : Masa volumétrica de la roca. kg/m³

R: Línea de menor resistencia. m.

Para el cálculo de la velocidad inicial de los pedazos de rocas se tomaron los parámetros de una cantera media típica.



- Altura del frente, H= 10m.
- Diámetro de los taladros, $d_t= 115$ mm.
- Longitud de sobreperforación, $L_s= 1$ m.
- Longitud de relleno, $L_r= 2$ m.
- Longitud de la carga, $L_c= 8$ m.
- Peso del explosivo por taladro, P= 80 kg.
- Línea de menor resistencia, W= 4m.
- Masa volumétrica de la roca, $\rho=2600$ kg/m³
- Distancia entre taladros, a= 4.6 m

Sustituyendo en la ecuación (1) tenemos:

$$V_0 \approx 35 \text{ m/s}$$

Figura 1 Parámetros de perforación y voladura

2. Cálculo del alcance y la altura máxima de los pedazos de rocas en dispersión en función del ángulo de salida.

Para cualquier velocidad dada el alcance del vuelo de los pedazos, depende del ángulo con que salen los pedazos de rocas al aire. Usando las ecuaciones de la balística exterior, la distancia horizontal que alcanzan los pedazos de rocas con el ángulo de α grados con la horizontal (ver figura 2) puede ser determinada por la siguiente ecuación.

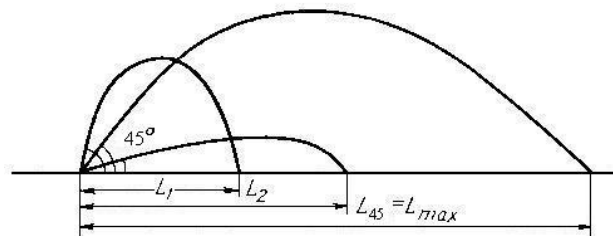


Fig. 2 Influencia del ángulo de salida en el alcance de los pedazos.

Figura 2 Influencia del ángulo de salida en el alcance de los pedazos.

$$L = \frac{v_o \sin 2\alpha}{n_r g}; \text{ m.} \quad (2)$$

Donde

L: Alcance máximo real del pedazo de roca. m

V_0 : Velocidad inicial del pedazo de roca. 35 m/s

θ : Angulo de salida del pedazo de roca. grados

g : Aceleración debida a la gravedad. 9,81 m/s

n_r : Coeficiente que toma en consideración la resistencia del aire. Para velocidades iniciales del pedazo de roca que oscile entre 15 m/s y 40 m/s este coeficiente oscila entre 1,25 y 1,5. Se tomo $n_r = 1,25$

$$t_v = \frac{L}{2V_0 \cos 2\theta} ; s \quad (3)$$

Donde

t_v : Tiempo de vuelo del pedazo de roca. s

$$H_r = V_0 \sin \theta t_v - \frac{gt_v^2}{2} ; m. \quad (4)$$

Donde

H_m : Altura máxima que alcanzan los pedazos de rocas. m

Sustituyendo los valores dados en las ecuaciones anteriores obtenemos los siguientes resultados.

Tabla I.- Parámetros fundamentales de la trayectoria de los pedazos de roca volantes.

θ (grados)	L (m)	t_v (s)	H_r (m)
89	3,48	2,853	59,91
88	6,97	2,852	59,86
87	10,44	2,850	59,76
86	13,90	2,847	59,63
85	17,35	2,843	59,47
80	34,17	2,810	58,11
75	49,95	2,757	55,92
70	64,21	2,682	52,92
65	76,53	2,586	49,21
60	86,51	2,471	44,92
55	93,87	2,338	40,22
50	98,38	2,186	35,16
45	99,90	2,018	29,96

El refugio siempre se debe ubicar en una dirección perpendicular u opuesta a la salida de la voladura, siendo la distancia mínima de colocación del mismo de 20 m. en la cual el pedazo de roca alcanza una altura menor de 60 m. (Ver tabla 1) y será para la cual se realizan los cálculos de impacto.

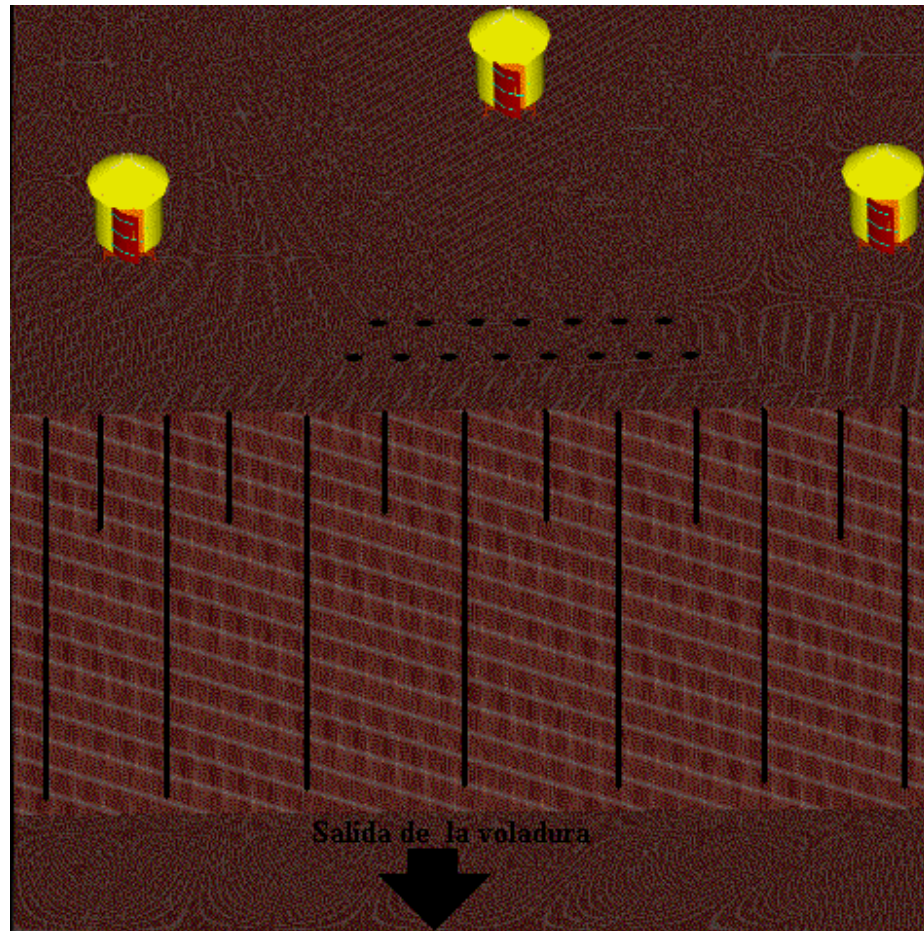


Fig. 3 Posibles posiciones del refugio con respecto a la salida de la voladura.

3. Cálculo de la fuerza ejercida por el pedazo de roca volante.

$$P_r = 0.2 \rho_r T_b^3 g ; \text{N.} \quad (5)$$

Donde:

T_b : Tamaño del pedazo de roca. M

$$T_b = 0.1 D^{2/3} \quad (6)$$

D: Diámetro del taladro. 4.5" (115 mm.)

ρ_r : Masa volumétrica de la roca. 2600 kg/m³

g: aceleración debida a la gravedad. 9,81 m/s²

$$P_r = 100,41 \text{ N.}$$

4. Determinación de la forma y dimensiones generales del refugio.

La forma y dimensiones generales se establecen tomando en consideración los siguientes factores.

- La ergonometría de los artilleros
- La tendencia que tienen los proyectiles de desplazarse por la tangente de la superficie curva impactada.
- Ligero y manuable.
- Resistente y económico

5. Material a utilizar en la construcción del refugio:

Chapa GOST 19903-74/CT-3 GOST 380-71.

- Tensión admisible dinámica [σ_d]: 120 MPa.
- Modulo de elasticidad (E): $1,99 \cdot 10^5$ MPa.

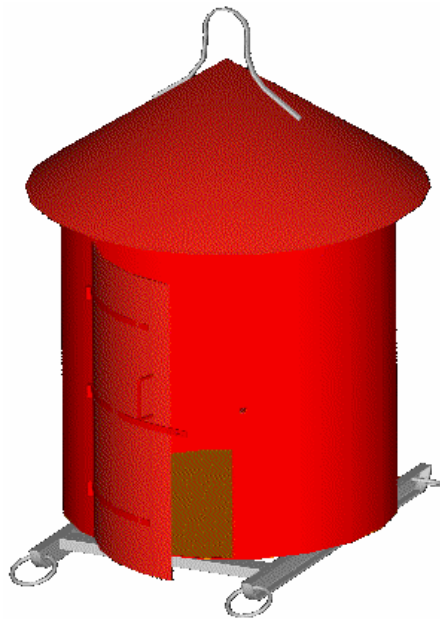


Fig. 4 Esquema del refugio

6. Cálculo del espesor de la chapa para la parte cilíndrica.

$$e_{cal.cil} = n_{est} \frac{HP_r}{0.425T_b^2} \left(\frac{l_c}{R_c} \right)^{0.95} / \phi[\sigma_d]; m. \quad (7)$$

Donde

n_{est} : Coeficiente de estabilidad. 2

H: Altura de caída máxima del pedazo de roca. 60 m

P_r : Fuerza ejercida por el pedazo de roca volante. 100,41 N.

T_b : Tamaño del pedazo de roca. 0,27 m.

l_c : Longitud de la parte cilíndrica. 1,6 m.

R_c : Radio de la parte cilíndrica. 0,75 m.

ϕ : Coeficiente de resistencia de las uniones soldadas. 0,95

$[\sigma_d]$: Tensión admisible de impacto del acero CT-3; $120 \cdot 10^6$ Pa.

$$e_{cal.cil} = 7.01 \cdot 10^{-3} \text{ m.} = 7.01 \text{ mm.}$$

Por la norma GOST 19903-74/CT-3 GOST 380-71.

El espesor estandarizado es $e_{cil} = 8 \text{ mm.}$

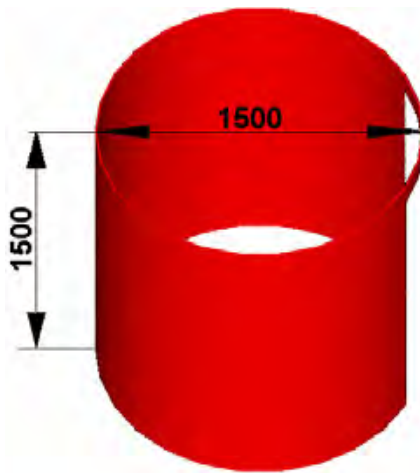


Fig. 5 Parte cilíndrica del refugio

7. Cálculo del espesor de la chapa de la parte cónica.

$$e_{cal.con} = n_{est} \frac{HP_r}{0.425T_b^2} \left(\frac{0.2D}{h \cos \beta} \right)^{1.25} / \phi [\sigma_d]; \text{ m} \quad (8)$$

Donde:

n_{est} : Coeficiente de estabilidad. 3.5

H: Altura de caída máxima del pedazo de roca. 60 m.

P_r : Fuerza ejercida por el pedazo de roca volante. 100,41 N.

T_b : Tamaño del pedazo de roca. 0,27 m.

D: Diámetro de la base del cono. 1,6 m.

h: Altura del cono. 0,50 m.

β : Angulo del vértice del cono. 60°

ϕ : Coeficiente de resistencia de las uniones soldadas. 0,95

$[\sigma_d]$: Tensión admisible de impacto del CT-3; $120 \cdot 10^6$ Pa.

$$e_{cal.con} = 7,49 \cdot 10^{-3} \text{ m.} = 7,49 \text{ mm.}$$



Por la norma GOST 19903/CT-3 GOST 380-71.
El espesor estandarizado es $e_{con} = 8 \text{ mm}$.

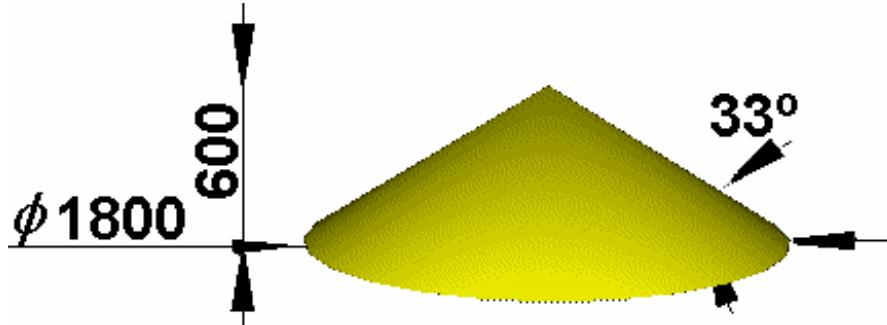


Fig. 6 Parte cónica del refugio.

8. Cálculo de la tensión dinámica en la envoltura cilíndrica.

$$\sigma_{d.cil} = 1,26 \frac{P_r}{e^2} \left(1 + \sqrt{1 + \frac{Ee^3 H}{9P_r l_c^2}} \right); \text{ Mpa.} \quad (9)$$

Donde

P_r : Fuerza ejercida por el pedazo de roca volante. $100,41 \cdot 10^{-6} \text{ N}$.

e : espesor estandarizado de la chapa. $0,008 \text{ m}$.

E : Modulo de elasticidad del CT-3; $1,99 \cdot 10^{11} \text{ N/m}^2$

H : Altura máxima que alcanzan los pedazos de rocas volantes. 60 m .

l_c : Longitud de la parte cilíndrica. $1,6 \text{ m}$.

$$\sigma_{d.cil} = 103.62 \text{ MPa.}$$

9. Cálculo de la tensión dinámica en la envoltura cónica.

$$\sigma_{d.con} = 1.55 \frac{P_r}{e^2} \left(1 + \sqrt{1 + \frac{Ee^3 H \cos \beta}{15P_r R_{bc}^2 \tan \beta}} \right); \text{ Mpa.} \quad (10)$$

Donde

P_r : Fuerza ejercida por el pedazo de roca volante. $100,41 \text{ N}$.

e : espesor estandarizado de la chapa. $0,008 \text{ m}$.

E : Modulo de elasticidad del CT-3. $1,99 \cdot 10^{11} \text{ N/m}^2$

H : Altura máxima que alcanzan los pedazos de rocas volantes. 60 m .

β : Angulo del vértice del cono. 60°

R_{bc} : Radio de la base del cono. $.75 \text{ m}$.

$$\sigma_{d.con} = 113.45 \text{ Mpa}$$

10. Comprobación de la resistencia.

$$\sigma_{d.\max} \leq [\sigma_d] \quad (11)$$

$\sigma_{d.\max}$: Tensión dinámica máxima que se produce en las envolturas;
 $[\sigma_d]$: Tensión dinámica admisible del CT-3; 120 MPa.

$$113.45 \text{ MPa.} < 120 \text{ MPa.}$$

Detalles del refugio.

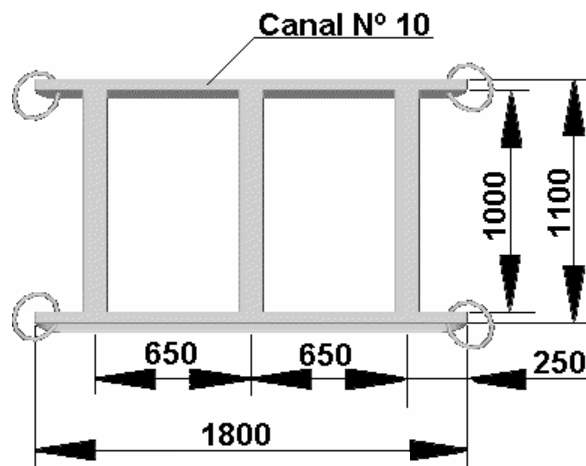


Fig. 7 Patín

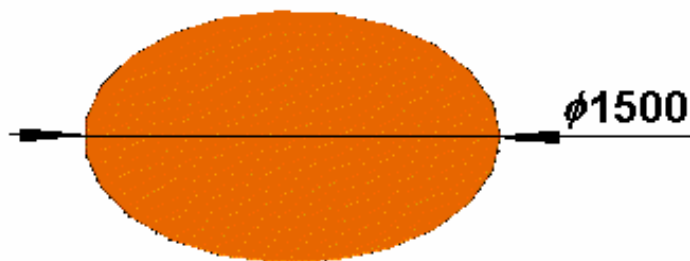


Fig. 8 Fondo

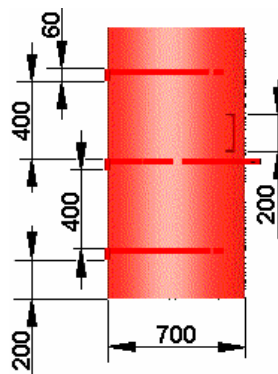


Fig. 9 Puerta

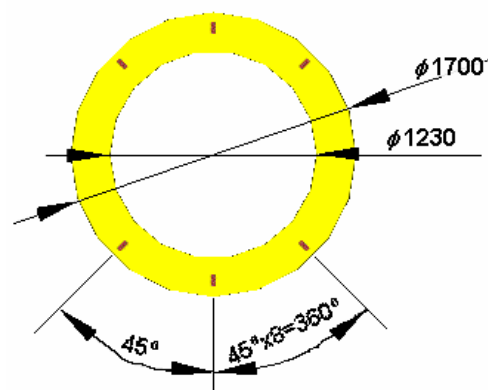


Fig. 10 Anillo superior



Fig. 11 Foto del refugio

Peso total del refugio $P = 729,5 \text{ Kg}$



CONCLUSIÓN

- El refugio diseñado cumple con todos los requisitos establecidos, lo cual esta avalado en la practica por el uso del mismo por mas de 25 años en las canteras de la Industria de Materiales de Construcción de Santiago de Cuba.

RECOMENDACIÓN

- Cada vez que se realice una voladura por cualquier método de iniciación, debe de utilizarse este tipo de refugio.

BIBLIOGRAFÍA

1. Filonenko-Borodich, M. M. 1979. Teoría de la Elasticidad .Primera Edición. Buenos Aires, Argentina. Editorial Platina. 447 p.
2. Langerfors, U. y B. Kihlstrom. 1971. Técnica Moderna de Voladura de Rocas. Primera Edición. Bilbao. España. Ediciones URMO. 426 p.
3. López Jimeno C., et al. 1994. Manual de Perforación y Voladura de Rocas. Segunda Edición. Madrid, España. Instituto GeoMinero de España. 544 p.
4. Melnikov, N. y M. Chesnokov. 1969. Safety in Opencast Mining. Primera Edición. Moscow, Rusia. Mir Publisher. 396 p
5. Norma GOST 19903-74/CT-3 GOST 380-71.
6. Rams Veranes J. V. 1983. Refugio móvil para artilleros R-1. Registro No. U-0654. Santiago de Cuba, Cuba. ANIR.
7. Sears, F. W. y M. W. Zemansky. 1969. Física General. Décima Edición. La Habana, Cuba. Editorial Ciencia y Técnica, Instituto del Libro. 1042 p.



PROPUESTA DEL ESQUEMA DE VENTILACION DE AMORES PARA EL CUERPO 12 Y LABOREO DEL CONTRAPOZO DE VENTILACION

M.Sc. Rafael Falero Salgado

*Oficina Nacional Recursos Minerales, Carr.Central #426 Stgo de Cuba, Telef. 0 122 640566
falerolab@geominera.co.cu*

La mina Amores y otras minas existentes en la zona Minera de Moa Baracoa, han sido explotadas con el empleo exitoso de los sistemas de explotación por cámaras abiertas en sus diferentes variantes.

Uno de los problemas que ha confrontado la minas Amores era su no definición de la explotación, Con el reinicio de la actividad minera, se ha proyectado realizar la explotación del cuerpo 12 a partir de un socavón sin ninguna otra salida a la superficie y realizándose la ventilación de forma natural, por dilución de los gases, sin preverse alguna otra alternativa de ventilación.

Por ello recomendamos, para aquellas zonas en explotación realizar la ventilación utilizando el tiro natural y garantizando las dos salidas independientes que debe tener una explotación subterránea. La propuesta esta basada en las ventajas del método, además de la seguridad para los trabajadores.

Además de emplearse un esquema de avance de la excavación de ventilación que garantiza la seguridad de los trabajadores, durante su avance, siendo rápida su ejecución y segura, obteniéndose de forma rápida una respuesta inmediata de tiro de aire para la ventilación. Esto permite utilizar el ctzo proyectado de tráfico, servirá además como medio de mecanización de materiales y otros.

Al laborearse la excavación de arriba hacia abajo, con la mecanización del estéril por el nivel inferior se aceleran los trabajos de preparación y avance.

El método de laboreo es novedoso, por la forma de ejecución para este tipo de labores y permite evaluar su generalización en la explotación de otras áreas de la Mina Amores.

Esto disminuye las interrupciones largas del proceso de extracción, ya que con el tiro natural disminuye el tiempo de ventilación e incrementar el tiempo productivo.



ACTUALIZACION DEL SISTEMA DE POSICIÓN DE PALAS EXCAVADORAS Y CAMIONES PARA INSTALACIONES MINERA A CIELO ABIERTO

Rafael de J. Aguilera Hernández, Roilan Pérez Cabana

Fábrica de Niquel "Comandante Ernesro Che Guevara" Carretera Moa-Baracoa km 5.5 CP83330. Moa. Holguín. CUBA. Pizarra: 6-8012 ext(838). Fax: 6-2240 E-mail raguilera@ecg.moa.minbas.cu , rpcabanas@ecg.moa.minbas.cu

El sistema planteado incorpora en cada excavadora y camión un módulo GPS (*Global Positioning System*), que proporciona la posición absoluta del vehículo. La posición relativa de la pala excavadora es determinada mediante un sistema de sensores inductivos. Estos datos llegan a una unidad de proceso, alojada en cada vehículo, grúa o camión, que se encarga de fusionar las señales procedentes de los sensores, calculan la posición absoluta de la pala excavadora y retransmiten los datos vía radio a la base o Unidad Central de Control.

Esta Unidad Central de Control dispondrá de un Puesto de Supervisión, que permita conocer sobre una base cartográfica georeferenciada la posición instantánea de cada excavadora o camión, donde cada usuario autorizado podrá ver en su PC por donde esta pasando el cubo de cada excavadora calculando de forma automática los contenidos de los componentes útiles deseados, pudiendo planificar la actividad de cada vehículo mediante un plan de extracción que se les transmite en forma de ruta GPS, de manera que el operario de cada excavadora o camión puede operar de acuerdo a este plan preestablecido.

El sistema de posicionamiento será válido tanto para las excavadoras con palas movidas por cables como para las excavadoras hidráulicas y los camiones de transporte de material. En la actualidad este sistema fue probado con equipos trunking, suministrado por MOBTEL con encuestas cada 4 a 6 segundos con tres carros. Este sistema da un salto en el control de la actividad minera y llevaría a la minería Cubana a insertarse a nivel mundial



EMPLEO DE ACELEROGRAMAS PARA LA EVALUACIÓN DE VOLADURAS EN NOBSA, BOYACÁ, COLOMBIA

Luis Humberto Pinto Morales

Universidad Pedagógica y Tecnológica de Colombia, Facultad Seccional Sogamoso, Escuela de Ingeniería Geológica, Boyacá, Colombia

RESUMEN

El control de vibraciones implica la medición de estas perturbaciones en una voladura de producción. Si el nivel de vibraciones registrado fuera menor que el criterio de prevención, podrá incrementarse progresivamente la carga operante hasta que las intensidades de vibración fueran iguales al valor máximo admisible, de tal forma que los análisis realizados en éste artículo sirvan como estudios preliminares para establecer una tabla patrón de cargas máximas por microretardo contra la distancia a las estructuras a proteger en función de la velocidad ó aceleración de la partícula.

ABSTRACT

The vibrations control implicates the measurement of these perturbations in one blasting of production. If the level of vibrations registered is less that the prevention criterion; the load could be progressively incremented until the vibration intensity is equal to the maximum values admissible, so that the analysis registered in this article are used as preliminaries studies to establish a table of context for the maximums load in micro retard related to the distance to the structures to be protected in function to the velocity or the particles acceleration.

INTRODUCCIÓN

En este trabajo se realiza una cualificación de los efectos de las voladuras en cantera a través de monitoreos permanentes por parte de la Empresa HOLCIM S.A. Colombia¹, con el fin de reducir los niveles de las perturbaciones, pudiendo establecer un patrón de voladura que cumpla con las normas ambientales vigentes a un costo aceptable.

La utilización de explosivos, para fragmentar material rocoso, produce vibraciones en el terreno. En una explotación minera, la perforación y voladura ocupa un lugar destacado, no solo por su peso dentro de los costos de operación, sino también por su influencia directa en los rendimientos de las siguientes fases del ciclo; carga, transporte y trituración.

Los parámetros generalmente utilizados para caracterizar la magnitud de la vibración es la velocidad y la aceleración de la partícula, por ser los que mejor se correlacionan con el riesgo de daños a estructuras. En este trabajo se utilizó la aceleración máxima de la partícula utilizando datos suministrados por acelerógrafos, y se empleó la Norma Sismo resistente Colombiana (NSR- 98) para evaluar los impactos ocasionados.

La región que abarca los municipios de Nobsa y Sogamoso en el departamento de Boyacá, Colombia, existen grandes y pequeñas empresas que se dedican a la extracción de calizas para la fabricación de cemento; arcillas para la fabricación de ladrillos; areniscas como

material de construcción; y carbones para el aprovechamiento energético, dada la gran cantidad de reservas de estos recursos que además presentan excelente calidad. Por lo que la explotación a veces artesanal, se convierte en la principal fuente de trabajo para los pobladores de la región.

El inconveniente principal para la extracción de estos materiales está dado en los posibles daños que puedan ocasionar las voladuras al medio ambiente, geológico y circundante, ya que de ellas se desprenden movimientos que pueden resultar significativos, sobretodo porque es una zona de inestabilidad

¹ Los trabajos de investigación para el control de vibraciones terrestres se desarrollan en Colombia Departamento de Boyacá, ciudad de Sogamoso en convenio con el ITGE de España .

PRIMERA CONVENCION CUBANA DE CIENCIAS DE LA TIERRA, GEOCIENCIAS '2005.
Memorias en CD-Rom, La Habana, 5-8 de Abril del 2005.



sísmica, y en ésta se encuentran dos fallas importantes en Colombia: Soapaga y Boyacá, así como se destaca la presencia de otras fallas locales, por lo que tectónicamente está bien fracturada la región.

La empresa HOLCIM S.A. Suiza- Colombia, por ser la principal explotadora de caliza en la región, ha adelantado estudios encaminados a evaluar el comportamiento de las voladuras que se realizan en las canteras ubicadas en las cercanías de Nobsa y de Sogamoso, (Suescún), ocupando un papel importante, la interpretación de los acelerogramas obtenidos, para controlar los requisitos establecidos en la Norma Sismorresistente Colombiana NSR-98.

Los resultados presentados tienen como fin divulgar los aspectos relacionados con el tratamiento geofísico de acelerogramas, específicamente los correspondientes a voladuras, por ser los eventos que se pueden controlar. Estos han contribuido al estudio sismológico de la región, y actualmente la empresa cuenta con una base de datos y una información que puede presentar a las entidades que realizan contralorías ambientales, ya que anteriormente el informe era muy somero, sin ninguna interpretación y moroso, lo que significaba que la información era insuficiente para definir cualquier inconveniente a tiempo en las voladuras.

MATERIALES Y MÉTODOS

Los materiales empleados en esta investigación fueron los acelerogramas obtenidos con acelerógrafos estacionarios ubicados en las canteras de explotación por espacio de cinco años.

Se empleó la siguiente metodología:

➤ **RECOPIACIÓN DE INFORMACIÓN** Se recopiló toda la información existente en la región sobre estudios geológicos, sismológicos, geotécnicos, etc. Asimismo, se consultaron los informes realizados hasta ese momento por INGEOMINAS, donde se plasmaban las tablas de aceleraciones obtenidas hasta el momento. Se consultó una amplia bibliografía relacionada con la temática, desde las normas sismorresistentes hasta el libro *Gravimetría 1998*, realizado por el Instituto Geográfico Agustín Codazzi, donde se plasman los valores de aceleración de la gravedad para diferentes puntos en perfiles medidos. Se realizó una búsqueda de los programas relacionados con el procesamiento de acelerogramas. Se hizo un adiestramiento y manejo de equipos y softwares, ya que es una cuestión importante conocer todos los aspectos relacionados con la investigación que se está desempeñando.

➤ ELABORACIÓN DE CAMPO

Primeramente, se visitaron los lugares donde están instalados los acelerógrafos con el fin de establecer las características geológicas del lugar donde están ubicados, y las condiciones propias de la instalación de cada uno de ellos, los cuales deben estar protegidos en una caseta de cemento, apantallados del ruido, la lluvia, etc., y se controló que tuvieran la ubicación correcta de sus tres canales.

Mensualmente, se visitaron los acelerógrafos para cambiar las tarjetas que permiten almacenar datos continuos por espacio de cinco meses aproximadamente cada una, según su capacidad de memoria, las cuales se rotan de forma tal que siempre una se encuentre dentro del equipo para no perder información en el tiempo de lectura en el computador.

Las tarjetas se llevaron al computador y por medio de programas se obtuvieron los acelerogramas, se grabaron en disquetes para su posterior análisis e interpretación.

➤ ELABORACIÓN DE GABINETE

En esta etapa se emplearon softwares especializados para el procesamiento e interpretación de los registros. Se dividió en dos partes: preliminar y especial. En la parte preliminar se cumplieron las siguientes funciones:

- a) Procesamiento de los acelerogramas
- b) Documentación y evaluación de los acelerogramas
- c) Transformación de los acelerogramas
- d) Cálculo de las aceleraciones para los tres canales
- e) Comparación de las aceleraciones obtenidas con la aceleración máxima y el tiempo de aceleración máximo del terreno



- f) Análisis de los espectros de respuesta
- g) Evaluación del umbral de daño

En la parte especial es donde finalmente se elaboraron y se seleccionaron los materiales a presentar en el informe final de los trabajos, teniendo en cuenta los análisis realizados en la parte preliminar de esta etapa. A continuación una breve descripción de cada una de las funciones citadas anteriormente.

a) **ADQUISICIÓN DE LOS ACELEROGRAMAS**

La información contenida en disquetes se leyó en el computador por medio del programa ALTUS, y se obtuvo la representación de las intensidades de los eventos por cada canal en el dominio del tiempo.

b) **DOCUMENTACIÓN Y EVALUACIÓN DE LOS ACELEROGRAMAS**

Para la documentación se confeccionó una tabla donde se anotaron los datos del registro como: lugar, fecha, hora, y el tipo de evento. La tabla permitió también relacionar la aceleración correspondiente a cada canal en el evento, según el paso d). La evaluación consistió principalmente, en identificar si el registro obtenido pertenece a un sismo ocurrido naturalmente, ó al evento de una voladura, ya que en algunas ocasiones, ambos tienen comportamiento algo similar.

c) **TRANSFORMACIÓN DE LOS ACELEROGRAMAS**

Los acelerogramas obtenidos con el programa ALTUS, fueron transformados mediante el programa ALLVIEW, convirtiéndose en gráficas de desplazamiento, de velocidad o de aceleración de la partícula en función del tiempo, o del período de oscilación. Este proceso se realizó para cada canal de registro.

d) **CÁLCULO DE LAS ACELERACIONES PARA LOS TRES CANALES**

Por medio del programa ALLVIEW se obtuvieron directamente las aceleraciones para cada canal en función de los picos máximos de las curvas, ya que se considera que éstos son el punto máximo de oscilación de la partícula debido al efecto de la voladura. La aceleración resultante para el sitio se calculó manualmente por medio de la fórmula:

$$AR = \sqrt{AL^2 + AV^2 + AT^2} \quad (1)$$

donde:

AL : aceleración perteneciente al canal L

AV: aceleración perteneciente al canal V

AT: aceleración perteneciente al canal T

e) **COMPARACIÓN DE LAS ACELERACIONES OBTENIDAS CON LA ACELERACIÓN MÁXIMA Y EL TIEMPO DE ACELERACIÓN MÁXIMO DEL TERRENO**

En este proceso se evaluaron las aceleraciones obtenidas en cada evento y para cada canal, y se compararon con la aceleración máxima del terreno, que fue determinada previamente por medio de gravímetros², siempre controlando que éstas no sobrepasaran en 2.5 veces la aceleración máxima del terreno, según la norma establecida, (NSR- 98).f) **CÁLCULO DE LOS ESPECTROS DE RESPUESTA**

Se calcularon y graficaron los espectros de respuesta³ por medio del programa ALLVIEW, ya que la NSR- 98 establece el cálculo de los espectros de respuesta que representan el umbral de daño para los sitios donde van a ser instalados los acelerógrafos, y que son comparados con los espectros producidos en cada evento, para cada canal.

Se obtuvieron tres espectros importantes: Desplazamiento espectral (Sd),

Seudo velocidad espectral (Sv),

Seudo aceleración espectral (Sa), siendo la más analizada hasta el momento, ya que físicamente la aceleración contiene a la velocidad y al desplazamiento. ($a = dV/ dt = d^2X/ dt^2$)

² La aceleración máxima del terreno para la región de Nobsa y Sogamoso, según estudios realizados por el Instituto Geográfico "Agustín Codazzi", es de alrededor de los 9.671 Gales.

³ El espectro de respuesta es el conjunto de respuestas de desplazamientos, velocidad o aceleración que se produce en un sistema amortiguado de un grado de libertad sometido a una excitación aleatoria o determinística.



g) EVALUACIÓN DEL UMBRAL DE DAÑO

El umbral de daño se comparó con el registro obtenido en cada canal, evaluando que los espectros estuvieran por debajo del umbral de daño calculado para Nobsa es de 0.156 % y para Suescún es de 0.144 % (para un 2 % de amortiguamiento), el cual se encuentra dentro de los límites permisibles (0.1 %), según el Código de Construcciones Sismo Resistentes 1998. En este interviene la Transformada de Fourier, que sirve para digitalizar las funciones armónicas y discriminar señales. El cálculo de los espectros de respuesta permiten pasar del dominio del tiempo en el cual se registran los acelerogramas al dominio de la frecuencia. Este proceso se llama convolución, y el inverso deconvolución, que también es posible.

Una vez reunida toda la información requerida se procedió a elaborar el informe final, donde se expuso una valoración cualitativa y cuantitativa de los parámetros determinados, su rango de variación, irregularidades presentadas, recomendaciones, etc., así como un resumen de todas las variaciones presentadas durante el año, las épocas más vulnerables, sus causas y sus consecuencias.

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

En total se analizaron 511 eventos, de los cuales, 300 son producidos por efectos de voladuras y 211 son sismos, los cuales se identifican por el comportamiento diferente a las voladuras.

Esto se atribuye a la sensibilidad de los equipos principalmente, (el de Nobsa tiene una sensibilidad de 0.1 % de la escala total, que equivale a 2 Gales la aceleración del terreno; el de Suescún tiene una sensibilidad de 0.02 % de la escala total, que equivale a 0.4 Gales de aceleración del terreno), lo que marca una diferencia de 5 veces en sensibilidad y ha permitido que se detecten mayor número de eventos en la estación de Suescún.

Otro factor influyente en la detección de los eventos, es la zona geológica donde se encuentran ubicados los acelerógrafos, pues en Nobsa está sobre suelo y en Suescún sobre roca. Por último, en Nobsa estos registros contienen una mayor cantidad de ruidos, producto a la sensibilidad del equipo y a que se encuentra en un lugar donde transitan con mayor frecuencia vehículos pesados, lo cual influye en los registros de los acelerógrafos.

Se obtuvieron gráficos y tablas que permitieron realizar una interpretación cualitativa y cuantitativa mensual y anual del comportamiento de la aceleración máxima del terreno producto de las voladuras que se realizan en la región de Nobsa- Boyacá. Se detectaron algunos registros que sobrepasaban el umbral de daño para ambos sectores, lo que permitió a la empresa tomar medidas urgentes y la adecuación de las condiciones de explotación.

En la mayoría de los gráficos de la aceleración espectral se observó que las curvas no presentan amplitudes elevadas, (están en el orden de 10^{-2} a 10^{-4} g). Se observa que el espectro de aceleración se inicia con una igual a la máxima del terreno y comienza a incrementarse a medida que el período aumenta hasta llegar a una zona donde hay dominancia de picos con valores máximos relativos. Al incrementarse el período, la amplificación espectral comienza a disminuir notablemente hasta llegar a ser nula para períodos muy elevados que implican rigideces muy bajas.



En general, para períodos mayores que cero e inferiores a 0.3- 0.5 seg, la aceleración espectral crece desde la del terreno, hasta la máxima espectral del registro. Para períodos que la mayoría de las veces, pero no siempre, están entre 0.5 y 1.2 seg, las aceleraciones espectrales oscilan alrededor de valores elevados. Para períodos mayores de 1.2 seg, se inicia un decrecimiento de la aceleración espectral, hasta encontrar uno en el cual ésta de nuevo es igual a la del terreno para seguir decreciendo. Aunque no es muy notable, si se comparan las curvas, se aprecia que para la Estación de Nobsa, el espectro de aceleración gráficamente, disminuye más rápido. El tiempo de duración de la señal, según los gráficos, es mayor en suelos (Estación de Nobsa), que en roca (Estación Suescún), Los gráficos de velocidad se comportaron de forma similar a los gráficos de la aceleración. Los gráficos de desplazamiento espectral, presentan un mínimo pronunciado y luego se comportan de forma atenuante.

Esto puede ser debido a que teóricamente, el desplazamiento, la velocidad y la aceleración de masa están desfasados en $\pi/2$, respectivamente. La velocidad adelanta al desplazamiento y la aceleración a la velocidad. Por tanto, la aceleración va desfasada 180° , por adelantado, con respecto al desplazamiento. Los valores de intensidades sísmicas obtenidos, son inferiores para la estación de Suescún, respecto a los obtenidos para la estación de Nobsa.

La aceleración fue máxima para V, intermedia para L y mínima para T, según los datos obtenidos en los estudios realizados.

El amortiguamiento es una propiedad que permite disipar la energía sísmica absorbida en cada ciclo. Según resultados se detectó que el coeficiente de amortiguamiento con respecto al amortiguamiento crítico combinado puede oscilar entre un cinco y un siete por ciento.

Para los suelos el amortiguamiento crítico puede llegar hasta 0.2 y aún más. En nuestro análisis el amortiguamiento es de un 2%.

La amplificación fue máxima para la aceleración, intermedia para la velocidad y menor para el desplazamiento. Esto se debe a que el suelo se mueve en determinada forma y el oscilador que representa una construcción amplifica ese movimiento en valores que dependen del coeficiente de amortiguamiento, lo que conduce a que el espectro de respuesta muestre los máximos valores que la señal puede introducir a la masa del oscilador de acuerdo con el contenido frecuencial de la señal.

➤ COMPARACIÓN CON RESULTADOS ANTERIORES

Teniendo en cuenta los resultados obtenidos, se puede apreciar una gran similitud entre el comportamiento de los gráficos de los espectros de pseudo aceleración actuales con los gráficos obtenidos en los estudios efectuados anteriormente⁴, independientemente de la escala utilizada, de las técnicas de voladuras y del procedimiento empleado, apreciándose que se encuentran prácticamente en los mismos niveles.

Los valores de las aceleraciones máximas del terreno, han disminuido considerablemente para ambas estaciones en comparación con esos estudios, principalmente en la estación de Suescún.

Esta disminución de aceleraciones máximas del terreno, en la etapa analizada, se considera que es debida a que en la Empresa se han cambiado las herramientas de trabajo, -que anteriormente estaban formadas por detonadores eléctricos de 25 y 50 milisegundos-, por detonadores no eléctricos (Nonel) de 15 y 20 milisegundos. Además de que se aprecia una reducción considerable de los niveles de carga empleados actualmente respecto a los anteriores.

Esto permite comprobar que la atenuación de la aceleración máxima del terreno también está en función de la magnitud del evento, además de la distancia del punto en consideración al hipocentro, pues la aceleración aumenta exponencialmente con la distancia y la magnitud del evento. De acuerdo con las investigaciones realizadas por diversos autores para analizar los espectros de respuesta en dependencia de la localización de los acelerógrafos que registran las señales, se obtuvo que:

⁴ INGEOMINAS: Estudio de eventos sísmicos y voladuras para determinar el efecto de las vibraciones generadas por la explotación de las minas de Nobsa y Suescún. Bogotá, nov. 1997.



- Ø La respuesta espectral en roca tiene un valor máximo en el orden de 0.2 seg.; en la roca se producen amplificaciones espectrales para este máximo del orden de 250 %.
- Ø Los suelos conformados por arcillas medias y arenas, conducen a espectros con amplificaciones del orden de 210 %, y el rango de períodos en los cuales domina esta amplificación está aproximadamente entre 0.3 – 1 seg.
- Ø Los suelos duros de espesor inferior a 60 m, tienen un espectro similar al de las rocas pero con una amplificación máxima del orden de 280 %, en un período cercano a 0.4 seg.
- Ø El espectro correspondiente a suelos no cohesivos se asemeja a algo entre suelos blandos y los duros con espesor inferior a 60 m. Por tanto, los suelos que cubren un más amplio rango de capacidad destructiva corresponden a las arcillas medias o arenas, que coincidentalmente corresponden a suelos muy frecuentes en áreas urbanas. Pero como son los que poseen menos amplificación, se compensa la capacidad de destrucción. Los suelos duros presentan mayor capacidad de amplificación, y si tienen un mayor espesor, mayor capacidad tienen, no obstante, esta característica se balancea con una anchura reducida en el período de alta amplificación. Este tipo de suelo resulta indeseable para las construcciones rígidas con alturas inferiores a cinco pisos.

CONCLUSIONES

Los espectros de respuesta son herramientas de amplio uso en la ingeniería, porque han permitido pasar del dominio del tiempo en el cual se registran los acelerogramas al dominio de la frecuencia. Las curvas SA, tienen un valor máximo estable, que va a ir descendiendo hasta llegar a ser casi nula, en la medida que aumenta el período.

En las explotaciones de las Minas se observa que los parámetros obtenidos están por debajo del umbral de daño, por lo que queda demostrado que estas explosiones no han causado los daños a las edificaciones, pues hasta el momento han cumplido lo establecido según las normas vigentes en el país.

Los resultados obtenidos han permitido contar con el estudio exitoso del comportamiento del subsuelo frente a efectos provocados por el hombre, obtener una estimación de la variación de los parámetros sismológicos de la región, caracterizar la zona y obtener una base de datos que servirán para evaluar el comportamiento sísmico de la región en el futuro, y como base para estudios posteriores en el campo de la Geofísica, Estratigrafía, Hidrogeología y Geotecnia.

Estos estudios contribuyen a formar la base de datos necesaria para obtener una ley de atenuación local para cada región de estudio, de forma que permita determinar niveles de carga máxima y los tiempos de retardo mínimos, por lo que es recomendable continuar este trabajo en el futuro para otras regiones.

En próximas investigaciones se evaluarán otros parámetros como son: velocidades, desplazamientos y otros espectros de respuesta además de éstos, como continuidad de estos estudios.

Se hará un estudio donde se medirán los niveles de ruido existentes en cada explosión y de esta forma, compararlos con los previstos, con el fin de evaluar el impacto sonoro que pueda ocasionar en la población, debido a que es posible que las personas cercanas a las Minas puedan tener efectos subjetivos sobre la explotación en las canteras.

AGRADECIMIENTOS

El autor del trabajo desea expresar sus agradecimientos al Ingeniero y especialista en Geotecnia Vial Oscar Mancera, Director del departamento de Minería de la empresa HOLCIM S.A., por la facilitación de los datos referentes a los eventos producidos desde 1997- 2003. Asimismo, al Ingeniero de Minas y Magíster Tobías Chávez Cuadros, por su asesoría en el proyecto. Así como a los demás miembros del grupo de Investigación de Geofísica aplicada a la Minería; Ing. María del Carmen Fuentes, Ing. Jairo Espitia Niño, Lic. José Avila y Lic. Mercedes Pérez, por sus contribuciones durante la investigación.



BIBLIOGRAFÍA

- ASOCIACIÓN COLOMBIANA DE INGENIERÍA SÍSMICA: Normas Colombianas de Diseño y Construcción Sismo Resistente. Dos Tomos. Ley 40 de 1997. Decreto 33 de 1998. Bogotá, 1999.
- INSTITUTO TECNOLÓGICO GEOMINERO DE ESPAÑA: Manual de Restauración de terrenos y evaluación de impactos ambientales en Minería, 1997.
- INGEOMINAS: Estudio de eventos sísmicos y voladuras para determinar el efecto de las vibraciones generadas por la explotación de las minas de Nobsa y Suescún. Bogotá, nov. 1997.
- SARRIA, A.: Métodos geofísicos con aplicaciones a la Ingeniería Civil. Ediciones UNIANDES, Bogotá, 1990 y 1996.

SISTEMAS DE EXPLOTACION MINERA UTILIZADOS EN LA INDUSTRIA DEL NIQUEL EN CUBA.

Tomas Rodríguez Enríquez, Vilma Guerra Correoso

1,2.Oficina Nacional de Recursos Minerales. Salvador Allende # 666 entre Oquendo y Soledad. Ciudad de la Habana. Cuba. Email tomas@onrm.minbas.cu.

RESUMEN

El objetivo de este trabajo es ofrecer una panorámica de los sistemas de explotación empleados en Cuba durante la extracción de los minerales lateríticos de níquel así como las ventajas y desventajas de los mismos.

Las minas de níquel en Cuba se extraen por el método a Cielo Abierto.

En Cuba la extracción de los minerales lateríticos y serpentínicos se ha realizado utilizando dos sistemas de extracción: uno empleado por los norteamericanos, que hasta hace muy poco tiempo era el único que se aplicaba, y otro que se ha comenzado a aplicar desde hace dos o tres años en algunas minas.

Los primeros yacimientos de níquel explotados en Cuba, pertenecían a Compañías norteamericanas y el sistema de extracción empleado por estas tuvo su fundamentación en que estos eran de gran potencia (20-30 m.) y altas leyes, y empleaban excavadoras y camiones de gran capacidad, al paso de los años estos yacimientos se fueron agotando y la potencia promedio de los actuales ha disminuido, y por tanto se hizo necesario sustituir este sistema de extracción por otro que se adecuará más a las actuales condiciones geológicas de los yacimientos (menor potencia y leyes de Níquel más bajas). Por último se hace referencia a las pérdidas y la dilución obtenida con estos sistemas.

ABSTRACT

The objective of this paper is show up a perspective about Mining Systems used in Cuba for nickel lateritic ore extraction, just like its vantages and disadvantages

Cuban Nickel Mining operations are Open Pits and has been used two extraction systems, one applied since the

The first nickeliferous deposits exploited in Cuba belong to American Companies and the extraction system employed by them has their best use in great thickness (20-30 m.) and high grades deposits, needing excavators and trucks of high capacity. With the passing of years that deposits became exhausted and the thickness average has decreased, That is the main reason because of the extraction System should be replaced by other one more adequate to the current ore bodies geological conditions (low thickness and low Nickel grades) .At last will give some reference to ore losses and dilution achieved by the system.

INTRODUCCION

La Industria del Níquel, cuyo proceso tecnológico se inicia en las minas, ha ido incorporando nuevas técnicas mineras en nuestro país para la extracción de mineral, dentro de los cuales se encuentra la extracción de yacimientos utilizando la minería de banco. Este sistema es utilizado en la extracción de otros minerales sólidos, y en la industria de materiales de construcción.(Arena, piedra y cemento).

Estas nuevas concepciones de operación han sido posibles aplicarlas, gracias a la adquisición de una nueva técnica de extracción minera basada en equipos de transporte articulado(camiones) y retroexcavadoras hidráulicas.

MÉTODOS DE MINERÍA.

Como es conocido en la minería existen varios métodos para la explotación de yacimiento de minerales sólidos, como son :

- A Cielo Abierto.
- Subterráneo.
- Combinado (Cielo Abierto y Subterráneo)

VENTAJAS DE LOS TRABAJOS A CIELO ABIERTO

- Mayor productividad de los obreros.
- Mayor seguridad y mejores condiciones sanitarias e higiénicas.
- Amplio uso de equipos de gran productividad.
- Costo de operación más bajo.
- Posibilidad de realizar extracción selectiva.
- Organización de los trabajos más sencilla.

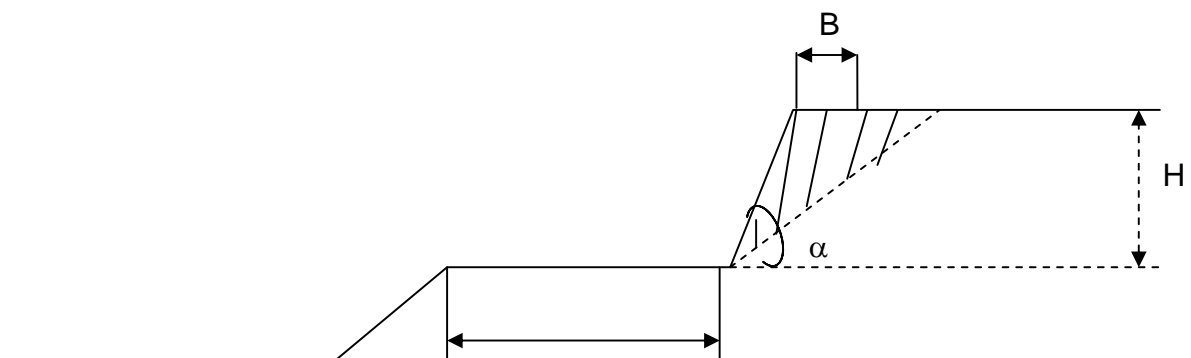
DESVENTAJAS.

- Dependencia de las condiciones climáticas.
- Necesidad de remover grandes volúmenes de escombros o estéril.
- Mayores gastos en la rehabilitación de áreas mineras devastadas

SISTEMA DE EXTRACCIÓN.

Se denomina sistema de extracción al orden de realización o ejecución de los trabajos de escombros, extracción y transportación de mineral que garantiza una explotación económica y completa de las reservas de un yacimiento de minerales sólidos útiles.

ELEMENTOS DE UN SISTEMA DE EXTRACCIÓN O EXPLOTACIÓN EN LA MINERÍA A CIELO ABIERTO



P_{trab}
DIBUJO No. 1

Donde:

H- Alturas de los bancos o terrazas

B - Berma de seguridad

α - Angulo de Taludes

P_{trab} – Plataforma de trabajo

SISTEMA DE EXTRACCION

A continuación se ofrece como se determinan los distintos elementos de un sistema de extracción:

La altura de los bancos se determina en dependencia de

- ↗ Los elementos de yacencia del yacimiento.
- ↗ Las propiedades físico-mecánicas de las rocas.
- ↗ Las características técnicas del equipamiento minero y de transporte.
- ↗ Tipo de apertura de la mina.
- ↗ Producción anual de la mina.
- ↗ Condiciones de seguridad de los trabajos

Los ángulos de los taludes se determinan en función de los tipos de rocas de que estén constituidos.

El ancho de las plataformas de trabajo se determina en función del tipo de transporte utilizado

Los sistemas de extracción empleados en la Minería a Cielo Abierto en los yacimientos del Níquel en Cuba son los siguientes:

- Sistema por pozos
- Sistema por bancos o escalones

A continuación se ofrece una descripción de cada uno de estos sistemas de extracción:

SISTEMA DE EXTRACCIÓN POR POZOS.(Ver Fig. No.1)

Este sistema se comenzó a emplear por las Empresas Norteamericanas, en la década de los años 40 del siglo pasado, que extraían y procesaban minerales lateríticos en Nicaro (actualmente Empresa Cmdte."Rene Ramos Latour").

Se caracteriza por el empleo de excavadora dragalina con una capacidad en el cubo de 4-5m³ para la extracción de la materia prima mineral de los frentes de trabajo y su transportación en camiones de 25-40ton de capacidad en las cajas hasta los depósitos

ubicados en las áreas de las fábricas (Emp.R.R.L. y E.C.G y en algunas yacimientos de Moa Nickel S.A que se encuentran en etapa de agotamiento).

Este sistema de acuerdo a la clasificación clásica minera es excavadora, tipo dragalina, con transporte automotriz que traslada el mineral hasta los depósitos en las minas o en las fábricas.

VENTAJAS :

- Estas excavadoras poseen un alcance de hasta 45m.(longitud del boom) y pueden extraer pozos de gran potencia(20-25m o más).
- Homogeneizan el mineral a medida que se va extrayendo y cargando a los camiones que lo transporta.

DESVENTAJAS:

- Se producen altos volúmenes de pérdidas de mineral por la utilización de grandes cubos que no permiten que se extraiga todo el mineral de los fondos de los frentes de minería, así como alta dilución.
- Existencia de un solo frente de trabajo, lo que impide flexibilidad en la minería.



SISTEMA DE EXTRACCION POR POZO EN MINA MOA.

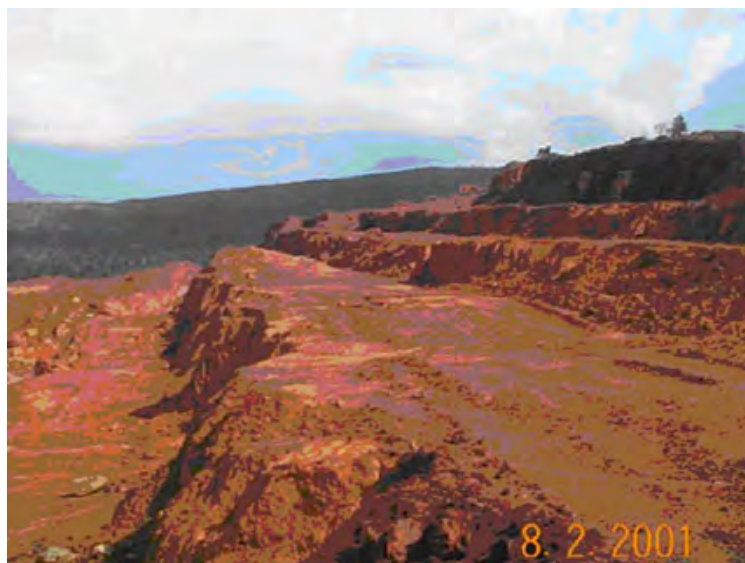
SISTEMA DE EXTRACCIÓN POR BANCO

- La Industria del Níquel, cuyo proceso tecnológico se inicia en las minas, ha ido incorporando técnicas novedosas en la extracción minera dentro de los cuales se encuentra la explotación de yacimientos utilizando minería de banco.

- Este sistema se caracteriza por el empleo de retroexcavadoras hidráulicas equipadas con cubo de mediana y pequeña capacidad (1,0- 3.0m³ y camiones articulados.
- Este sistema en la minería del Níquel en Cuba se comenzó a utilizar desde el II trimestre del año 2000 por la empresa Moa Nickel S.A. en el bloque P-46 del yacimiento Punta Gorda y en el IV trimestre en el yacimiento Moa Oriental de esta empresa.
- Estas nuevas concepciones de operación han sido posible aplicarlas gracias a la adquisición de una nueva técnica de explotación minera basada en equipos de transporte articulado y retroexcavadoras hidráulicas.
- Este sistema permite la automatización total de los trabajos topográficos, definición de dominios y caracterización geológica de los yacimientos, estimación de recursos y reservas, y diseño de canteras para la explotación.
- Además permite la estimación de los recursos y reservas basado en un modelo geológico en bloques de 8x8x3m, como en Moa Nickel

VENTAJAS:

- Las plataformas que se conforman con este sistema durante la excavación permite hacer mediciones topográficas con mayor precisión y rapidez.
- Mayor flexibilidad en la minería al contarse con varios frentes de extracción en un mismo nivel u horizonte.
- Pueden minarse los fondos y los contactos limonitas-serpentina y extraer más mineral, y por lo tanto obtener mayor recuperación de las reservas al emplear equipos de extracción y transporte que permiten minar en estos lugares.
- Disminuyen los volúmenes de pérdidas de mineral.
- Disminuye la dilución al reducirse la contaminación en los frentes al operarse con bloques bien definidos de escombros y mineral.
- En el caso de Moa Nickel se logró un mejor control de la minería al utilizar un modelo geológico mediante bloques de 8x8x3m que permite realizar un muestreo geológico integral y fácil de todo el frente, lo cual se refleja en una disminución de la dilución.
- En cualquiera de los dos sistemas analizados el escombros o estéril es removido y transportado por escepas, mototráileras hasta las escombreras interiores o exteriores empleando camiones rígidos.



SISTEMA DE EXTRACCIÓN POR BANCO EN MINA MOA.



SISTEMA DE EXTRACCIÓN POR BANCO EN MINA MOA.

CONCLUSIONES.

1. Debido a las ventajas que presenta el Sistema de Explotación por Banco, el mismo debe comenzarse a aplicar en todas las minas que exploten yacimientos lateríticos de Níquel en Cuba.
2. Con la aplicación de este sistema la dilución y las pérdidas de mineral durante la extracción disminuyen notablemente.
3. Se logra uniformidad en el equipamiento minero y de transportación, lo que representa un beneficio desde el punto de vista de mantenimiento y una mayor utilización a los mismos.

TRABAJO SOBRE EL CÁLCULO DEL COSTO DEL MOVIMIENTO DE LA MASA MINERA POR EL PRECONS.

Ing. Yolanda Enríquez Coca

*Empresa de Servicios Ingenieros del MICONS Santiago de Cuba, Garzón s/n esq. Carretera Central
Teléfono: 53 (022) 657475, Santiago de Cuba, Cuba, ZIP 90100. Email: oferta1@esing.cigees.inf.cu*

RESUMEN

En los trabajos mineros es muy difícil obtener el valor del presupuesto debido a la complejidad de los mismos, así como de los diferentes recursos que se emplean, de igual forma no existe un sistema presupuestario oficial que rijan este proceso.

En las actividades de movimiento de tierra de la construcción que son similares a las actividades mineras hemos obtenido buenos resultados aplicando el sistema presupuestario de la construcción (PRECONS). Por lo cual proponemos el siguiente trabajo, este es perfectible y se actualiza como mínimo una vez al año en su documentación, el organismo rector y gestor de precios analizarán y aprobarán estas cuando las circunstancias lo requieran.

Se logra adecuar las actividades de minería a las actividades presentes en el PRECONS, obteniéndose un valor bastante real, en cuanto a costos y presupuestos independientes, para nuevas versiones del sistema se pudieran incrementar algunas actividades específicas de la actividad y darle un sentido más global.

ABSTRACT

In the working of mineral deposit it's very difficult to obtain the value of the budget due to their complexity, as well as of the different resources that are used, of equal forms an official budgetary system that governs this process doesn't exist.

In the activities of earth moving of the construction that is similar to the mining activities have obtained good results applying the construction's budgetary system (PRECONS). Reason why we propose the following work, this it is perfectible and it is upgraded once as minimum a year in their documentation, the rector organism and agent of prices they will analyze and they approved these when the circumstances require it.

It's possible to adapt the mining activities to the activities in the PRECONS, being obtained a quite real value, as for costs and independent budgets, for new versions of the system some specific activities of the mining could be increased and give a more global sense.

INTRODUCCIÓN

El presente Trabajo consiste en demostrar que el sistema de cobro de las actividades mineras utilizando el Sistema de precios de la Construcción es efectivo, atendiendo a que el sistema requiere de actualizaciones, como mínimo anuales en su documentación, el organismo rector y el gestor de precios analizarán y aprobarán estas cuando las circunstancias así lo requieran.

Algunos límites a tener en cuenta al preparar los presupuestos independientes son:

Presupuesto Independiente de facilidades temporales para el caso que nos ocupa no debe pasar el 4% del Precio Total por renglones variantes.

Para los Presupuestos Independientes de Otros Gastos Adicionales, PI de Gastos Bancarios y PI de Imprevistos no podrán pasar del 12 % sobre el Precio Total por renglones variantes.

El Presupuesto Independiente de Transportación se rige por las tasas de recargo aprobadas aplicando las tarifas y regulaciones de transportación vigentes establecidas por el Ministerio de Finanzas y Precios acorde al tipo de transporte (automotor, ferroviario, marítimo, y/o aéreo) y se pone el que da según los cálculos.

En el caso que nos ocupa también se incluye la partida de Seguro para la Brigada de Voladura.

Debemos referirnos a continuación al Presupuesto de Gastos en MLC en este se tienen en cuenta:

Equipos e insumos de la Mecanización.
Gastos de Albergamiento.
Protección al Hombre.
Materiales de Oficina.
Medios de Medición.
Refuerzo Alimentario.
Servicio de Vigilancia.
Materiales.
Combustibles y Lubricantes.

Estos presupuestos de gastos están regidos por el Decreto Ley 81, la Mecanización no puede pasar del 5 % del Valor del Presupuesto de Construcción y Montaje.

Vamos a realizar un trabajo de destape y explotación de cantera con explosivos para mover 10000 m³ de masa Minera en estado natural.

Para este trabajo necesitamos los siguientes recursos:

Equipos Mov Tierra.

Bulldózer
Excavadora Universal
Camiones Volteo
Camión Plancha

Trabajo de Perforación y Voladura.

Perforadora Rock 404
Camión para traslado de Explosivos
Camión para traslado de Accesorios
Jeep para traslado del personal
Camión Traslado Refugio

Otros datos a conocer son distancia a la mina 6 Km.

Área a desbrozar 6400 m².

Coefficiente de esponjamiento de la roca es 1.50

DESARROLLO

Algunos límites a tener en cuenta al preparar los presupuestos independientes son:

- Presupuesto Independiente de facilidades temporales para el caso que nos ocupa no debe pasar el 4% del Precio Total por renglones variantes.
- Presupuestos Independientes de Otros Gastos Adicionales, PI de Gastos Bancarios y PI de Imprevistos no podrán exceder del 12 % sobre el Precio Total por renglones variantes.
- El Presupuesto Independiente de Transportación se rige por las tasas de recargo aprobadas aplicando las tarifas y regulaciones de transportación vigentes establecidas por el Ministerio de Finanzas y Precios acorde al tipo de transporte (automotor, ferroviario, marítimo, y/o aéreo) y se pone el que da según los cálculos.
- En el caso que nos ocupa también se incluye la partida de Seguro para la Brigada de Voladura.
-

Debemos referirnos a continuación al Presupuesto de Gastos en MLC en este se tienen en cuenta:

- Equipos e insumos de la Mecanización.
- Gastos de Albergamiento.
- Protección al Hombre.
- Materiales de Oficina.
- Medios de Medición.
- Refuerzo Alimentario.
- Servicio de Vigilancia.
- Materiales.
- Combustibles y Lubricantes.

Estos presupuestos de gastos están regidos por el Decreto Ley 81, la Mecanización no puede pasar del 5 % del Valor del Presupuesto de Construcción y Montaje.

Vamos a realizar un trabajo de destape y explotación de cantera con explosivos para mover 10000 m³ de masa Minera en estado natural.

Vamos a realizar un trabajo de destape y explotación de cantera con explosivos para mover 10000 m³ de masa Minera en estado natural.

Para este trabajo necesitamos los siguientes recursos:

Equipos Mov Tierra.

Trabajo de Perforación y Voladura.

Bulldózer

Perforadora Rock 404

Excavadora Universal

Camión para traslado de Explosivos

Camiones Volteo

Camión para traslado de Accesorios

Camión Plancha

Jeep para traslado del personal

Camión Traslado Refugio

Otros datos a conocer son distancia a la mina 6 Km.

Área a desbrozar 6400 m².

Coeficiente de esponjamiento de la roca es 1.50

Presupuesto por renglón variante.

Etapa: 1001	Movimiento de Tierra				
011211	DE VEGETACION HTA 4 M ALTURA	c2	64.0000	\$6.71	\$429.44
012152	EN ROCA CUALQUIER SECCION	m3	10000.00	\$10.57	\$105699.99
012411	EN REMOCION DE TIERRA VEGETAL	m3	240.0000	\$1.09	\$261.60
016111	CON TOPADOR,DE CUALQUIER	m3	300.0000	\$0.38	\$114.00
016145	POR CAMINO DE TIERRA	c3	150.0000	\$128.53	\$19279.50
016146	POR CAMINO DE TIERRA	ck	750.0000	\$47.35	\$35512.49

Total Etapa o Especialidad \$161297.03

Total Brigada \$161297.03

Total general \$161,297.03

P. I. Facilidades Temporales \$3,120.00

P.I. Transportación \$7,451.25

P.I. Gastos Adicionales \$2,426.86

P.I. Gastos Bancarios \$2,945.77

P.I. Seguros \$202.44

P.I. Imprevistos \$4,000.00

Total Presupuestos Independientes \$20,146.32

Valor Total de Construcción y Montaje \$181,443.35

Cálculo de los Presupuestos Independientes

Tabla I -Presupuesto Independiente de Transportación

Manicaragua – Cobre								
Producto	Tipo de Equipo	Capac.	UM	Cant. a Transp.	# viajes	# Kms	Tarifa	Importe
Tectron + Cordon	Contenedor	10	t	14.00	2	1480	\$57.20	\$1,144.00
Sub total								\$1,716.00

Código	Descripción	Cant.	UM	Precio	Importe
3834010001	Tectron	14	t	1500	21000
3845030002	Detonador	806	u	1.91	1539.46
3845030000	Cordón	2400	m	0.195	468
Total					23007.46
Tasa de recargo que incluye recepción, manipulación y entrega de los almacenes					10%
					2300.746
PI Transporte Combustibles					\$411.20

Valor Presupuesto Independiente Transportación: \$7,451.25

2-Presupuesto Independiente de Gastos Adicionales

1. Traslados de Equipos a obra
2. Transporte del personal directo a obra
3. Transporte del personal de pase

4. Gastos de albergamiento
5. Servicio de vigilancia y protección

Tabla II Presupuesto Independiente de Gastos Adicionales

Servicio de vigilancia y protección en el viaje de explosivos.				
Postas	Días	Horas	Tarifa	Importe
3	7	56	2.5	\$140.00
Sub total				\$140.00

Valor Presupuesto Independiente gastos adicionales: \$2,426.86

Tabla III Presupuesto Independiente de Seguros

Seguro de vida brigada de voladura				
Obreros	Cantidad	Días	Precio	Importe
Representante	1	7	\$2.41	\$16.87
Artillero	5	7	\$2.41	\$84.35
Custodio	3	7	\$2.41	\$50.61
Chofer	3	7	\$2.41	\$50.61
Sub total				\$202.44

Valor Presupuesto Independiente de seguros: \$202.44

Tabla IV Presupuesto Independiente de facilidades temporales

Alquiler de Caseta metálica			
Cantidad	Horas	Tarifa	Importe
1	480	\$6.50	\$3,120.00
Sub total			\$3,120.00

Valor Presupuesto Independiente de facilidades temporales: \$3,120.00

Tabla V Presupuesto Independiente de gastos bancarios

Valor por renglón Variante	\$161,297.03
Coeficiente diario por el 6% de interés bancario	6083.333
Días del costo del mes	30
Ciclo promedio de cuentas por cobrar	25

Cálculo

$$\frac{(161297.03) \times (30 + 25)}{6083.333} + 2\% = \$2,945.77$$

Valor Presupuesto Independiente de gastos bancarios: \$2,945.77

Presupuesto Independiente de imprevistos

Total de Imprevistos \$4,000.00

Nota:

Los gastos imprevistos como su nombre lo indica se cobran si ocurre alguna dificultad en el proceso de ejecución que no se contemplo dentro del presupuesto, tales como Volúmenes no contemplados, diferencias de precios con los suministros, interrupción en el plazo de ejecución.

Valor Presupuesto Independiente de imprevistos: \$4,000.00

Presupuesto en C.U.C

1. Insumos de mecanización.
 - a. Insumos de mecanización.
 - b. Neumáticos y Cámaras.
 - c. Baterías.
 - d. Herramientas Manuales.
 - e. Accesorios.
2. Protección al hombre.
 - a. Medios de Protección.
 - b. Refuerzo Alimentario.
 - c. Servicio de Albergamiento.
3. Medios de medición
4. Materiales de oficina.
5. Portadores energéticos.
 - a. Grasas.
 - b. Lubricantes.
 - c. Combustibles.
6. Servicio de vigilancia.
7. Materiales gastables

Valor Presupuesto en C.U.C: \$37,223.61

VALOR DE CONSTRUCCIÓN Y MONTAJE: \$181,443.35

EN MONEDA NACIONAL: \$144,219.74

EN MONEDA CONVERTIBLE: \$37,223.61

CONCLUSIONES

1. Es un sistema que esta legislado en la construcción, que está sujeto a cambios según las diferentes circunstancias y es adaptable a la minería.

2. Es una forma de articularlo e informatizarlo para su uso más eficaz, con el uso de la computación.
3. Serviría como instrumento de trabajo para los presupuestos y certificaciones de obras de minerías y demás.

RECOMENDACIONES

1. Utilizar este método ya que constituye un sistema de apoyo y contribuye al real control de los presupuestos de las obras.
2. Seguir perfeccionándolo en las obras de Minería.

BIBLIOGRAFIA

1. Dirección de Presupuestos y Precios del Ministerio de la Construcción (ICON). 2001. Sistema de Precios de la Construcción (PRECONS). Tomo I y II, Ciudad de La Habana, Cuba. 902p.
2. Resolución 81/98, Ministerio de Finanzas y Precios de la Republica de Cuba.
3. Resolución 214/2003, Ministerio de Finanzas y Precios de la Republica de Cuba.
4. Resolución 151/2004, Ministerio de Finanzas y Precios de la Republica de Cuba.

SISTEMA DE EVALUACIÓN TECNOLÓGICA DE LOS YACIMIENTOS FERRONIQUELÍFEROS COBALTÍFEROS CUBANOS SET

Lázaro F. Fernández Martínez⁽¹⁾, Miguel M. León Mariño⁽¹⁾ y Alberto Fernández Flores⁽¹⁾

(1) Emp." Cmdte. Ernesto Che Guevara", Moa, Holguín. Cuba, Lfernandez@ecg.moa.minbas.cu

(1) Emp." Cmdte. Ernesto Che Guevara", Moa, Holguín. Cuba, mleon@ecg.moa.minbas.cu

(1) Emp." Cmdte. Ernesto Che Guevara", Moa, Holguín. Cuba, ahernandez@ecg.moa.minbas.cu

RESUMEN

El trabajo, aborda la Problemática de la falta de enfoque sistémico, en el diseño de los objetivos y tareas de las investigaciones geológico tecnológicas a escala semi industrial, realizadas en los yacimientos ferro niquelíferos cobaltíferos cubanos.

El análisis crítico de evaluaciones tecnológicas anteriores, la evaluación de la información brindada por la Exploración y el análisis del rol jugado por la geología, la minería y el proceso en el diseño de las investigaciones, a permitido reformular los objetivos y el completamiento de las tareas principales con ellos asociadas

La solución para pronosticar el comportamiento en el proceso de un yacimiento o sector, con el empleo de una muestra semi industrial representativa, se obtiene a partir de la caracterización geológica del Yacimiento estudiado, con un enfoque hacia la obtención de beneficio económico de su procesamiento y teniendo en cuenta las modificaciones introducidas por la minería, de esta manera se obtiene una Evaluación Tecnológica del Yacimiento realista.

Se elabora primeramente un proyecto preliminar, partiendo de cálculos iniciales e indicadores y normativos tomados por analogía con otros yacimientos.

Posteriormente se precisan los valores de los indicadores geológicos y mineros, con datos que se van obteniendo de la evaluación de la complejidad de los contactos y durante los trabajos de extracción de la muestra semi industrial en los diferentes sectores, para representar los procesos que sufre el mineral desde la evaluación geológica hasta su extracción, preparación y procesamiento. Los beneficios del Sistema se reflejan principalmente por la información que se logra con el equilibrio de la planificación minera, como condición primaria de estabilidad de las menas, para una minería y proceso sustentable.

ABSTRACT

This work undertakes the theme of the lack of systemic approach in the design of the target and tasks of the geologic-technological researches to a semi- industrial scale, carried out on the ferroniqueliferous -cobaltiferous Cuban ore bodies.

The critical analysis of previous technological evaluations, the evaluation of the information given by the exploration and the role played by the geology, mining and the dosing in the process of the researches, has permit to remake the objectives and the fulfillment of the main tasks associated to it.

The way to forecast the behavior in the technological process of an ore body or sector of it, applying a representative semi-industrial sample, is obtained trough its geological characterization, and considering the changes in the mining activity too, focused to obtain an economical benefit of this process; through it is obtained an actual technological evaluation of ore bodies. Firstly, a preliminary proyect it is made, starting from approximated calculations and parameters obtained through a comparison with others ore bodies.

In the next stage, geological and mining parameters are to be précsed from data obtained during the evaluation of the complexity of the contacts and during the semi-industrial sample extraction in the different sectors, to represent the changes on the mineral, since the geological evaluation until the extraction, mixing and processing.

The System's benefits are mainly reflected by the information that is obtained with the balance of the mining planning, as preliminary condition for the ore's balance, to achieve both a mining and processing sustainable.

INTRODUCCION

Históricamente se ha comenzado la explotación de los yacimientos lateríticos cubanos, con un insuficiente grado de conocimiento de las reservas que su procesamiento aporte el beneficio económico planificado a la Empresa concesionaria.

La ausencia de información en la casi totalidad de nuestros yacimientos lateríticos, sobre la cantidad y tipo de parámetros que permiten pronosticar el comportamiento de las menas en el proceso y durante las labores mineras, ha afectado la confiabilidad de los cálculos para la transferencia efectiva de los recursos a reservas, como elemento fundamental para la planificación a todos los niveles de la actividad técnica-económica de las empresas. La revisión de los proyectos para el muestreo tecnológico de varios yacimientos de la región muestra la falta de un enfoque integral entre la geología y el proceso, considerando el efecto modificador de la minería sobre los recursos.

Se ha demostrado que la Exploración Detallada es una etapa fundamental de las investigaciones geológicas, para el diseño de las acciones que permitan el aseguramiento informativo para los eslabones sucesivos. En la metodología de los trabajos, se describen los tipos de parámetros que deben complementariamente ser valorados para el aseguramiento informativo de los diferentes eslabones.

El Sistema de Evaluación Tecnológica SET, permite establecer la cantidad, calidad, tipos y utilidad de las reservas de los yacimientos actualmente explotados o previstos para la minería futura, considerando la dinámica de los costos, sobre la base de una mayor eficiencia minera y del proceso. Para el caso de los yacimientos en explotación la aplicación del SET toma la modalidad de diagnóstico y corrección

Los conceptos del SET están siendo aplicados actualmente en el proyecto de nuevo tipo para la extracción de una muestra tecnológica a escala semiindustrial del yacimiento Yagrumaje Norte. Este proyecto, ha sido diseñado con el objetivo de obtener además de la información sobre las diferentes clases tecnológicas y su comportamiento en el proceso industrial de la Empresa "Cdte. Ernesto Che Guevara", indicadores acerca de la confirmación geológica de los principales parámetros del recurso, efectividad de la red aplicada, y criterios acerca de las pérdidas y dilución esperadas durante las labores mineras. Todo ello con la finalidad de elevar la confiabilidad del pronóstico de la planificación y de la producción industrial.

El proyecto se encuentra en la fase de la preparación de las mezclas con las diferentes clases extraídas, con vistas a su posterior homogeneización y entrega a la Planta Piloto,

FUNDAMENTACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

Existen numerosos elementos que fundamentan las imprecisiones en el cálculo de los recursos en nuestros yacimientos lateríticos, que se hacen evidentes durante la exploración y luego durante la explotación de los mismos. Estas diferencias cuando se incorporan al cálculo de los recursos y luego de las reservas, desajustan la planificación del abastecimiento de menas industriales al proceso fabril, sobre la base de una menor efectividad en la recuperación durante la minería y un pronóstico no confiable de comportamiento en el proceso.

Las causas mas frecuente de estas imprecisiones están en las limitaciones para revelar la geometría del cuerpo menífero, dentro de los límites para declarar recursos medidos, como base para la modelación efectiva del yacimiento. Otros errores están relacionados con la

extensión de las propiedades físicas y contenidos de los elementos útiles y perjudiciales a toda el área de influencia de las perforaciones. (6),

Durante el control de la exploración mediante el empleo de la información proveniente de los pozos criollos, se han detectado cambios en la calidad de las menas industriales, que en el caso de algunos yacimientos de la región, alcanza diferencias significativas como puede observarse en la Tabla I.

En esta tabla se observa, que las mayores diferencias en la Mena LB se presentan en el Yacimiento D, siendo particularmente altas para los elementos Níquel y Hierro. De las dos menas seleccionadas, es la SB la que arroja mayores diferencias, las cuales se hacen notables para los contenidos de Níquel, Hierro y Cobalto en el Yacimiento C.

Diferencias en los contenidos de las menas por comparación de los pozos de perforación con los pozos criollos en yacimientos de la región Moa.						
YACIMIENTO	MENA LB			MENA SB		
	NI (%)	Fe (%)	Co (%)	NI (%)	Fe (%)	Co (%)
A	-1.53	-0.072	0.003	5.29	-0.156	0.014
B	-1.37	0.005	-0.004	0.07	0.075	0.002
C	0.52	-0.055	-0.013	15.14	-0.358	0.102
D	-2.51	-0.205	-0.027	2.17	-0.089	0.009
E	0.50	-0.061	-0.004	0.43	-0.036	0.022
F	-0.97	-0.035	-0.005	-	-	-
G	-0.02	-0.011	0.005	11.08	-0.244	0.044

Estas diferencias también se revelan durante la densificación de la red de perforaciones (2). Un ejemplo de ello se ha revelado el bloque O-48 de Punta Gorda con dimensiones de 300 X 300 m. valorado durante la Exploración Detallada en una red cuadrada de 33.3 X 33.3 m. de lado y posteriormente durante la explotación del yacimiento, fue evaluado mediante perforaciones en las intersecciones de una red, con un paso de 8.33 m.

Los resultados de esta comparación, se muestran en la Tabla II. En la misma han sido considerados los principales horizontes industriales mediante la clasificación vigente hasta el momento, que son el horizonte laterítico de balance LB y serpentinitico de balance SB, los parámetros comparados por las diferentes redes son los recursos y los contenidos de Níquel y Hierro .

Es notable como a medida que se densifica la red y que aumenta la cantidad de puntos de observación en el bloque estudiado, se observa un cambio brusco en las cantidades de los recursos y en la calidad de los mismos en la mena SB. Es significativo el descenso gradual del contenido de Níquel, desde 1.593% en rede de 33.3 X 33.3, hasta 1.480% en la red de 8.33 X 8.33 m. Este descenso del Níquel en la SB, esta íntimamente vinculado a la reducción del tonelaje de la misma mena, provocado por la reducción de la potencia. Al confirmarse la potencia, se provoca una caída del contenido de níquel e incremento del Hierro, condicionado por los a los contenidos de níquel y bajos contenidos de hierro que tiene la mena en las partes mas profundas del perfil. De forma diferente ha sido el comportamiento del tonelaje y la calidad de la mena LB, donde se han mantenido los valores con variaciones mínimas independientemente del la densificación sucesiva de la red de perforaciones.

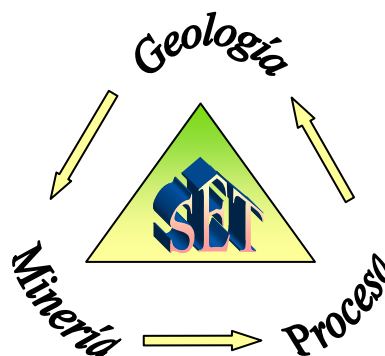
RESULTADOS DE LA DENSIFICACIÓN DE LA RED DE PERFORACIONES. BLOQUE O-48, YACIMIENTO PUNTA GORDA. Tabla II					
Mena	Parámetro	U/m	Dimensiones de la red de perforaciones (m)		
			8.33 X 8.33	16.6 X 16.6	33.3 X 33.3
LB	Recursos	TM	1 067 243	1 037 401	1 110 222
	Níquel	%	1.233	1.236	1.233
	Hierro	%	45.84	46.52	46.52
SB	Recursos	TM	292 646	267 523	430 367
	Níquel	%	1.48	1.587	1.593
	Hierro	%	23.68	21.89	20.08

La explotación de los yacimientos han mostrado durante años, como persisten estas desviaciones y se muestran también estas irregularidades a través de los indicadores de pérdidas y dilución, que son el reflejo por una parte de las desviaciones en la estimación cuantitativa y cualitativa de las reservas, así como del la baja eficiencia de las operaciones mineras e industriales, debido a fallos en la planificación del abastecimiento al proceso.

Considerando las evidencias anteriormente mostradas, se pone de manifiesto la necesidad de dar mayor efectividad a la información requerida por los eslabones Geología, Minería y Proceso, a partir de la suficiencia y confiabilidad de la misma, con el objetivo de lograr una caracterización efectiva de las reservas. Esta condición permite la planificación objetiva y confiable del abastecimiento de materia prima mineral al proceso industrial.

MATERIALES Y METODOS

El Sistema de Evaluación Tecnológica SET, es un sistema donde interaccionan las esferas geológica, minera e industrial y se define como un conjunto de procedimientos que permite el aseguramiento informativo entre los eslabones. Ver Gráfica No 1.



Gráfica No. 1 Flujo de la información

El rol de la Geología está dirigido hacia la caracterización de los recursos mediante la obtención entre otros, de modelos geométricos, geoquímicas, litológicos de propiedades físicas e incluso tecnológicos, que permitirán definir el contorno de las menas industriales, cuyo procesamiento aporta beneficio económico a la empresa. Siendo la Exploración Detallada la etapa fundamental de la evaluación de los yacimientos para la aplicación del SET.

Por su parte el papel de la minería, es la de garantizar con el mínimo de costos, la máxima recuperación de las menas industriales, que se corresponde con bajo por ciento de pérdidas y dilución con el mínimo de afectaciones medioambientales. La geología tiene una importancia primordial en la consecución de estos objetivos, pues debe brindar la

información que servirá para la selección de la tecnología mas adecuada de los trabajos mineros, y la cuantificación e los indicadores de eficiencia de la tecnología seleccionada.

El proceso emplea para la planificación de las operaciones industriales, las reservas consideradas en la planificación minera, ellas se conforman a partir de los recursos geológicos y las modificaciones introducidas por la tecnología minera seleccionada. Este enfoque requiere entonces un flujo de información apropiado entre los tres eslabones, para obtener de forma sistemática los datos que permitan, la corrección de los diferentes modelos que son empleados para la conformación de las reservas.

Diseño de la Exploración Detallada

Con vistas a la aplicación consecuente del Sistema de Evaluación Tecnológica en los yacimientos que componen la base minera de la Empresa “ Cdte. Ernesto Che Guevara” y tomando en cuenta las experiencias obtenidas durante la Exploración Detallada del yacimiento Yagrumaje Norte, la metodología establece que el diseño básico de la Exploración Detallada deberá ser complementada con:

1. Estudio para la optimización de la Red de perforaciones.
2. Estudios geólogos tecnológicos de los diferentes tipos litológicos existentes, mediante pruebas de banco y cálculo del factor de escalado.
3. Clasificación tecnológica de las menas atendiendo a criterios técnico-económicos.
4. Estudios geofísicos de la complejidad geométrica de los contactos.
5. Estudios tectónicos de complementación de la Hidrogeología, para la evaluación de riesgos mineros.
6. Extracción y procesamiento de una muestra tecnológica representativa a escala Semindustrial según nuevo diseño.

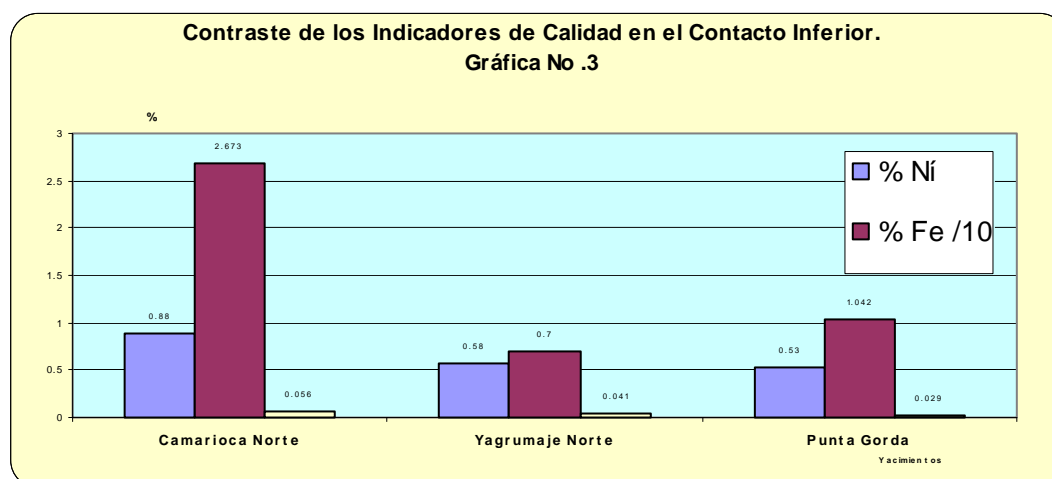
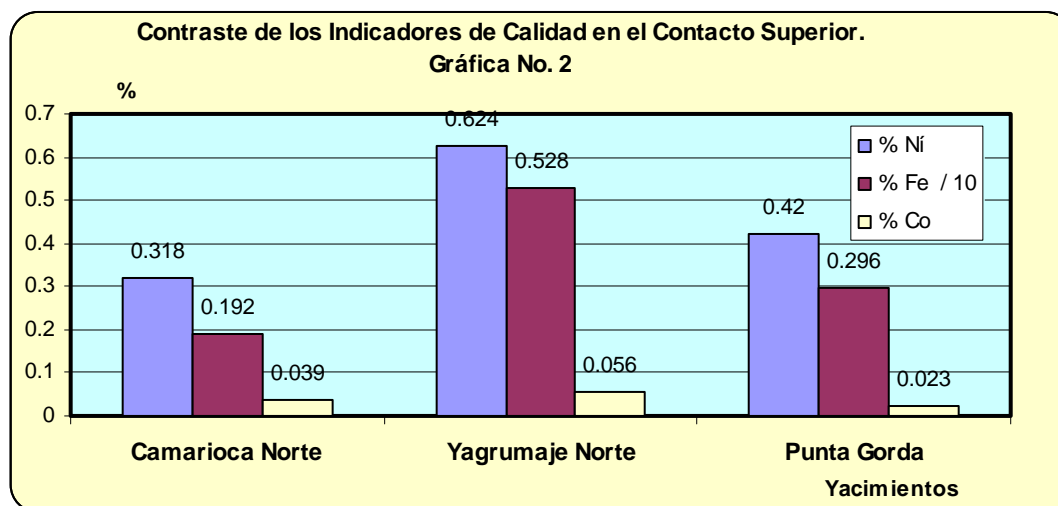
También la metodología para la obtención de la información básica requerida a partir de las muestras tomadas de cada uno de los intervalos del avance de las perforaciones, durante cualquiera de las etapas de la exploración, haciendo énfasis en la Exploración Detallada, establece la complementación de las existentes con aquellos parámetros que permiten modelar el pronóstico del comportamiento en el proceso muestra a muestra. Entre los cuales puede mencionarse Los contenidos de Sílice, Aluminio y Magnesio, la susceptibilidad magnética, entre otros.

Evaluación de la Complejidad de los contactos

El SET, partiendo del objetivo de valorar los indicadores de la eficiencia minera como son las pérdidas y dilución, plantea en su metodología tres tareas fundamentales

1. Evaluación de la complejidad geoquímica de las menas en los contactos superior e inferior del cuerpo menífero.
2. Evaluación de la complejidad geométrica de los contactos

La complejidad química de los contactos se valora mediante el indicador **Contraste Químico**, el cual ha sido previamente valorado para el yacimiento Yagrumaje Norte, al cual se le realiza la Evaluación Tecnológica. Un ejemplo comparativo de esos resultados se observa en las Gráficas No. 2 y 3. En ellas se compara entre varios yacimientos de la región, los valores del contraste de los contenidos de los principales elementos útiles, a ambos lados del contacto superior e inferior del cuerpo menífero



Los pozos Norte 5583, Este 4900 y Norte 5616, Este 4900 del Yacimiento Punta Gorda, fueron perforados y muestreados con intervalos de muestreo de 0.20 m., esto dio una valiosa información sobre las variaciones que se producen en la posición de los contactos superior e inferior del cuerpo mineral en comparación con el intervalo de muestreo de 1 m (1). Las variaciones obtenidas en la posición de los contactos entre ambas longitudes del intervalo, alcanzan los 40 cm. Esta diferencia se hace mas significativa en la medida que se densifica la red de perforaciones y repercute directamente en las pérdidas y dilución del contenido de Níquel y su influencia subsiguiente sobre otros elementos útiles o perjudiciales.

El Contraste Químico, da el gradiente de cambio de los contenidos de los diferentes elementos en la zona de los contactos . De manera que los sectores donde se tengan mayores contrastes en el contacto superior, el riesgo de cambios en la calidad del mineral será mayor agravado inversamente por la potencia del horizonte menífero. Los casos de contrastes elevados en el horizonte inferior, generalmente se deben a la formación de horizontes no meníferos provenientes de rocas menos básicas. Un ejemplo de este fenómeno se presenta en el yacimiento Yagrumaje Norte, el cual presenta comparativamente el mayor contraste en el contacto superior causado por la presencia frecuente de cortezas a partir de rocas menos básicas, este comportamiento manifiesta una alta complejidad en en la zona de contacto superior.

En el contacto inferior el Contraste Químico, da la medida de la ocurrencia de fragmentos de rocas del fondo poco alteradas, siendo este caso una evidencia del acercamiento a la zona de fragmentación en caso de los horizontes de mena de gran potencia. Cuando hay poca potencia de menas, los grandes contrastes son mas frecuentes, motivados por el cambio brusco del grado de alteración de la roca del basamento. En la gráfica No. 3 podemos observar que el yacimiento Camarioca Este presenta los mayores valores del contraste en el contacto inferior

Un ejemplo de evaluación de la complejidad geométrica de los contactos se ha efectuado en un polígono de pruebas del Yacimiento Punta Gorda.

La complejidad geométrica se valoro empleando el parámetro denominado **Error de Geometrización** (5), el mismo emplea datos comparativos de la cota de los contactos en perforaciones realizadas en dos redes. Tiene como ventaja que no introduce los errores que se cometen al tomar la Variabilidad de la Potencia de Menas como medida de la irregularidad de los contactos. Estas observaciones fueron realizadas en el Bloque experimental O-48 de Punta Gorda y los resultados se exponen en la Tabla III.

ERROR DE GEOMETRIZACION DEL CONTACTO FONDO, EN 4 SECTORES DEL BLOQUE O-48 DE PUNTA GORDA EMPLEANDO LAS REDES DE 33.3 x 33.3 m. y 16.6 x 16.6 M.					
Sector	Error de Geometrización Eg (%)			Anisotropía	
	Dirección N-S	Dirección E-W	Promedio		
A	9.94	9.36	9.65	0.94	
B	10.88	25.5	18.19	0.42	
C	6.93	4.78	5.85	1.44	
D	21.42	13.54	17.48	1.58	

En la Tabla anterior vemos la potencia del método basado en el Error de Geometrización para revelar la complejidad relativa de la irregularidad geométrica del contacto inferior.

Particularmente se revelan mas altos valores del Eg en los sectores B y D por tener mayor grado de irregularidad del contacto inferior.

Actualmente los métodos geofísicos han mostrado gran efectividad para revelar las zonas de contacto basado en el contraste de las propiedades físicas de los materiales que componen las cortezas lateríticas. Han sido empleados entre otros los métodos de Microgravimetría, Magnetometría, Sondeo Eléctrico Vertical de P.I., Mas recientemente las pruebas realizadas con la tecnología Georadar G.R.P. se ha revelado como la mas potente y selectiva, la cual recomendamos para revelar la irregularidad geométrica de los contactos superior e inferior del cuerpo menífero.

Muestreo tecnológico

Un rol importante como parte de esta metodología, es jugado por el nuevo diseño del Muestreo tecnológico semi industrial. Nuevas concepciones sobre los objetivos de la proyección, extracción, preparación y procesamiento de una muestra tecnológica semi industrial han permitido elevar la efectividad de este ejercicio con la finalidad de obtener información valiosa para:

1. Validar la veracidad de los modelos geológicos (de calidad, propiedades físicas, geométricos etc.) como complemento al control de la Exploración
2. Valorar la eficiencia de la tecnología de extracción.
3. Pronosticar el comportamiento de los indicadores del proceso.

Las primeras muestras tecnológicas a escala semi industrial de Punta Gorda se diseñaron con el objetivo de evaluar el comportamiento de las menas industriales del Yacimiento para la tecnología carbonato amoniacal. Las condiciones impuestas a la mezcla de menas es que se asuma relación LB : SB geológica, partiendo del contenido límite aprobado para el calculo de los recursos sin una fundamentación técnico-económica.

Para aprovechar al máximo la oportunidad del muestreo tecnológico semi industrial, el SET ha elaborado el diseño de la misma, sobre la base de un nuevo enfoque destinado a corregir y/o complementar el diseño clásico, obteniéndose de esa forma el máximo de información.

El Proyecto General para el Muestreo Tecnológico semi industrial de Yacimiento Yagrumaje Norte consta de 5 Etapas generales que son:

- I Proyección Conceptual
- II Estudio Geológico
- III Proyectos Mineros
- IV Preparación y transportación a Planta Piloto
- V Procesamiento en Planta Piloto

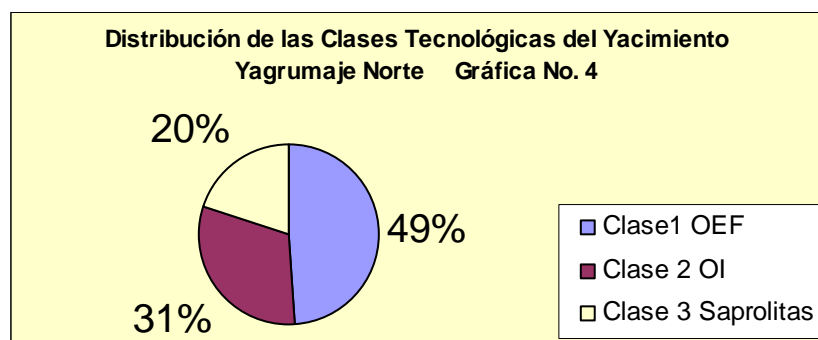
La primera Etapa ha cumplido el rol de perfeccionar el diseño de las siguientes, considerando el siguiente contenido.

- a) Acopio de información sobre Muestras tecnológicas anteriores.
- b) Análisis de los factores de riesgo.
- c) Definición de los objetivos y alcance de la Muestra.
- d) Diseño de las Etapas y desglose de las tareas.
- e) Procesamiento de Ofertas y contratación.

Para ello se realizó la revisión de los criterios de proyección y resultados de un número importante de proyectos para el Muestreo Tecnológico a escala semi industrial de varios yacimientos de la región, entre ellos:

- Punta Gorda
- Moa Oriental
- Zona A
- Atlantic
- Yagrumaje Sur

El análisis crítico de estos proyectos sus resultados ha permitido diseñar la Muestra de Yagrumaje Norte sobre la base de la reformulación de los objetivos, dentro del concepto de SET (3). Como resultado de la aplicación de métodos de clasificación de la Estadística Multivariada y los análisis cluster. Se ha obtenido la clasificación tecnológica de las menas del yacimiento que aportan beneficio económico.(4) Se revela la existencia de tres clases tecnológicas, las cuales representan los recursos bajo las condiciones aplicadas. Ver Gráfica No. 4



La ejecución del proyecto general transcurre actualmente por la IV Etapa, Preparación y transportación a Planta Piloto y hasta esta etapa han sido evaluados los resultados.

DISCUSION DE LOS RESULTADOS

El S.E.T. se nutre de la información de diferentes fuentes para validar la información empleada para la evaluación de la eficiencia de cada uno de los tres eslabones principales del sistema.

El diseño organizativo del S.E.T. garantiza el enfoque sistémico de la evaluación de las tecnologías de los trabajos geológicos, mineros y del proceso, realimentándose mutuamente con los resultados primeramente de las pruebas a gran escala en los yacimientos no explotados y luego de los resultados de las labores de extracción preparación de mineral y otras en los yacimientos en fase de explotación.

Los primeros resultados del trabajo se manifiestan a través de la alta eficiencia obtenida en el aprovechamiento de las diferentes etapas de las investigaciones, sobre la base responder a las necesidades informativas de cada uno de los eslabones.

Como parte de las necesidades informativas previstas está la clasificación tecnológica de las menas; esto se ha logrado en el Yacimiento Yagrumaje partiendo de incluir dentro del diseño de la Exploración Detallada, la evaluación del comportamiento para el proceso Caron, de diferentes tipos de menas mediante pruebas de Banco y la modelación posterior del pronóstico de muestra a muestra y pozo a pozo, considerando los resultados de los estudios para el factor de escalado para las condiciones de la operación industrial.

Como resultado de la modelación de las menas por intervalos de perforación y por pozos completos, respecto a su comportamiento en el proceso industrial, se logró el mapeo tecnológico del yacimiento, dirigido a conocer como es la distribución de cada una de las clases tecnológicas, ubicación espacial y superficial, lo cual tiene como objetivo la cuantificación de los recursos por clases tecnológicas y la definición de los criterios a cerca de la cantidad y ubicación de la mínima cantidad de frentes de minería como condición inicial para el equilibrio de la planificación minera.

El S.E.T. obtiene un incremento de la efectividad de los modelos de recursos, teniendo en cuenta la verificación y corrección de las desviaciones comprobadas de las potencias de mena, calidad y comportamiento de la irregularidad de los contactos, por diferentes vías como son las perforaciones, geofísica y observaciones directas en el terreno y laboreo de pozos criollos, lo cual permite establecer un punto de partida confiable para la transferencia de los recursos a reservas, teniendo en cuenta el efecto modificador de la minería.

Las técnicas para cuantificar la irregularidad de los contactos, basadas en el tratamiento de las cotas, es mas potente que el criterio de la variabilidad de la potencia de menas., no obstante se está revelando como mas eficiente el empleo de la técnica geofísica Georadar.

El concepto de contraste químico como herramienta para mostrar la naturaleza de los materiales en contacto con el cuerpo menífero, se revela en este trabajo como criterio indispensable para medir la agresividad de la roca encajante y su papel dentro del pronóstico de la dilución. Las comparaciones efectuadas entre varios yacimientos revelan de forma clara, aquellos donde hay mayor riesgo de afectaciones a la calidad y cantidad de las menas.

La ejecución del proyecto de extracción detallado por celdas y bancos, ha probado la posibilidad del empleo de las retroexcavadoras en el muestreo tecnológico semi industrial. Ver Fotografía No. 1

El concepto de la Muestra Tecnológica semi industrial, ha tomada con este trabajo otro enfoque, con la finalidad de dar respuesta entre otros a los siguientes objetivos:

- Verificar la información geológica empleada en la modelación de los recursos.
- Pronosticar el comportamiento de los indicadores de pérdidas y dilución.
- Probar la efectividad de la tecnología minera propuesta.
- Valorar las potencialidades del beneficio de las menas
- Comprobar la eficiencia de los modelos de pronóstico del comportamiento de las diferentes Clases tecnológicas.
- Definir la cantidad, ubicación, extensión y características de complejidad minera de los frentes de extracción.

El S.E.T. establece dentro de su diseño el empleo de una nueva tecnología elaborada por especialistas del Ceiniq para la homogeneización de las muestras básicas provenientes de los diferentes bancos, la misma ha mostrado novedad por su simplicidad y eficiencia, valorado a partir de los resultados de las muestras de verificación tomadas en 54 celdas. Ver Fotografía No. 2



Fotografía No. 1



Fotografía No. 2

Hasta el momento actual se ha demostrado la efectividad del enfoque S.E.T , en las etapas I, II, III y IV del Proyecto, por la abundante y útil información obtenida y los resultados preliminares en relación a las técnicas de clasificación, preparación de muestras básicas y evaluación de la irregularidad de los contactos.

CONCLUSIONES

Se demostró la utilidad del procesamiento de Muestras Tecnológicas de Banco para la Clasificación tecnológica de las menas del yacimiento Yagrumaje Norte.

A partir de la Clasificación Tecnológica de las menas se establece que tres es el número mínimo de frentes de extracción que deben trabajar simultáneamente en el yacimiento Yagrumaje Norte, para lograr la condición primaria de estabilidad de la planificación y de abastecimiento al proceso.

Se precisaron las necesidades informativas a partir del análisis de las muestras de perforación, donde se incluyen elementos útiles, perjudiciales y propiedades físicas del material además de la clasificación litológica entre otros parámetros, lo cual deberá tenerse en cuenta en el diseño de la Exploración detallada en otros yacimientos genéticamente similares.

Se revela que el yacimiento Yagrumaje Norte tiene mayor contraste químico en el contacto superior del cuerpo menífero que en el inferior, diferente al comportamiento en otros yacimientos de la región

El comportamiento de la dilución por efecto de la minería está condicionado por la complejidad de los contactos del cuerpo menífero con la roca encajante.

El Proyecto de extracción de la muestra tecnológica semi industrial por el método de celdas y bancos, asegura una alta representatividad y calidad de los resultados.

El Sistema de Evaluación Tecnológica permite una alta confiabilidad en la estimación de las reservas, pues sus objetivos están dirigidos a responder con enfoque sistémico las necesidades particulares de cada uno de los eslabones.

BIBLIOGRAFÍA

- Fernández M., L. 1984. Reporte Técnico sobre los resultados de la perforación con intervalo de muestreo de 0.20 m en pozos del bloque M-52 del Yacimiento Punta Gorda. . Archivos UB Minera Empresa E.C.G. Moa.
- Fernández M., L. 1994. Informe acerca de los resultados de la perforación en Red densa del Bloque O-48 del yacimiento Punta Gorda. Archivos UB Minera Empresa E.C.G. Moa.
- Fernández M., L. 2004. Proyecto Ejecutivo para la localización, extracción y Preparación de una muestra tecnológica semi industrial del yacimiento Yagrumaje Norte. Archivos UB Minera Empresa E.C.G. Moa
- Rodríguez C, A., et al, 2004. Reporte Final. Etapa Geológica Muestra Tecnológica Semi industrial de Yagrumaje Norte. Archivos UB Minera Empresa E.C.G.
- Kazhdán A., B. 1977. Prospección de yacimientos minerales. Editorial MIR. Moscú: 141 p.
- Serrano G., F. 1993. No Confirmación de Reservas de categoría B en yacimientos lateríticos. Libro de Resúmenes Geomin 93. Moa. 78



CONTROL OPERATIVO EN LA FORMACIÓN ACTIVA DE LA CALIDAD DEL FLUJO DE MENAS ABASTECIDO POR LA MINA A LA ECG

Santiago Bernal Hernández ⁽¹⁾

(1) Centro de investigaciones del níquel, carretera Yamanigüey S/n Moa, C.P. 83300, Cuba.

E-mail:

sbernal@cil.moa.minbas.cu

RESUMEN

En el muestreo de la calidad del flujo de menas se utilizaba una instalación industrial que constaba de un molino industrial y otros equipos, el mismo no era representativo al no correlacionarse con los resultados del muestreo del mineral alimentado a los Hornos de reducción. Tal diseño se fundamentaba en el concepto de que mientras mayor sería la muestra más representativo sería el resultado, por lo que con una frecuencia de dos minutos se tomaba una muestra de 0.5m³ de mineral.

No cumpliéndose con la exigencia del tamaño mínimo establecido en las muestras puntuales para que su información sea representativa y permitan con exactitud caracterizar la calidad del flujo de menas abastecido.

Siguiendo la teoría de Gy fueron establecidos los parámetros del muestreo tales como el tamaño de la muestra en la jornada, y en complemento a esta y siguiendo la teoría de la información aplicada se establece el tamaño de las muestras puntuales representativas y su frecuencia desarrollando un método de muestreo manual como se realiza en las plantas del primer mundo cuyos resultados se correlacionan con dicha muestra, y el que le permite a la mina dirigir sus operaciones aumentando sustancialmente la efectividad del cumplimiento de las exigencias por turno que la fábrica plantea a la mina mejorando también la fábrica sus indicadores de eficiencia, la instalación consumía un 3% de la mena comercial, gran gasto de energía, agua y un impacto ambiental negativo al ser depositada la pulpa obtenida de esta instalación en el medio ambiente.

ABSTRACT

In the sampling of the quality of the flow of fewer an industrial installation was used that consisted of an industrial mill and other equipment, the same one was not representative when not being correlated with the results of the mineral fed to the reduction Ovens. Such a design was based in the concept that while bigger would be the most representative sample it would be the sampling, for what took a sample of 0.5m³ with a frequency of two minutes

Not being fulfilled the demand of the established minimum size so that their information is representative and allow with accuracy to characterize the quality of the flow of fewer supplied.

Following the theory of Gy was established the parameters of the such sampling as the size of the sample in the day, and in complement to this and following the theory of the applied information settles down the size of the representative punctual samples and their frequency developing a method of manual sampling as i is carried out in the plants of the first world whose results are correlated with this sample, and the one that allows to the mine to direct their operations increasing the effectiveness of the execution of the demands substantially for shift that the factory outlines to the mine also improving the factory their indicators of efficiency, the installation consumed 3% of the ore commercial, great energy expense, it dilutes and a negative environmental impact when being deposited the obtained pulp of the same one in the environment.

INTRODUCCIÓN

Para cumplir el objetivo fijado por el cliente que consiste en implementar una solución que permitiera realizar un muestreo representativo del mineral abastecido al proceso metalúrgico por parte de la mina con respecto a los contenidos muestreados en Hornos de Reducción,



decisión que queda plenamente justificada si se parte de conocer que al sistema de preparación del mineral que ingresa al proceso, se le introdujo una modificación que permitió ingresar la fracción +100-165 mm para minerales lateríticos y de -135mm para los serpentínicos, dado el rol determinante que juega el tamaño máximo de la composición granulométrica del flujo de menas en la representatividad del muestreo(2,3,6), si ha esto le añadimos que los flujos de menas que ingresan hoy a la fábrica metalúrgica desde la mina prácticamente se han incrementado con respecto a los parámetros de diseño, y que en la actualidad la dirección de las operaciones mineras se realiza sobre la base esencialmente de los resultados del muestreo en HR-1, a costa de que cuando la mina no cumple con las exigencias, ya todo el sistema esta cargado con mineral no condicional incluyendo a los silos, afectando con ello la eficiencia metalúrgica de la fábrica, la calidad de la producción y sus costos de producción, de esta forma se argumenta de forma clara y precisa la actualidad e importancia de este trabajo.

El grupo de trabajo se orientó a establecer como tareas de su trabajo las siguientes: Primera, Determinación de los parámetros de la muestra representativa en el flujo de menas abastecido por la mina al proceso metalúrgico, segunda, Evaluación de la representatividad a escala industrial de las muestras SM-2; tercera Demostración de la representatividad del muestreo sobre la base del toma muestras nuevo instalado en SM-2;cuarta, Investigación a escala Industrial de la representatividad del muestreo con la periodicidad y la masa mínima calculada e Implementación del método de muestreo representativo en la muestra SM-2.

MATERIALES Y MÉTODOS.

Para la determinación de la masa mínima de la muestra que debe ser tomada del flujo de menas que es abastecido al proceso metalúrgico modernamente como refleja la literatura especializada y la practica de la industria del Níquel de avanzada en el mundo se utiliza la fórmula reducida de Gy (2,3,6) que plantea:

$$Q \geq kd_{\max}^2$$

Donde:

K –Constante de heterogeneidad del mineral que se abastece.

Para el caso de la mina de la ECG en los trabajos (5,1) se establece que este Parámetro toma valores de 0.07

dmax- Tamaño máximo de la fracción que ingresa al proceso.

Cálculo del tamaño máximo de la fracción que ingresa al proceso

Como ya fue explicado anteriormente, las recientes modificaciones en el sistema de preparación del mineral que ingresa al proceso admite fracciones de serpentina hasta 100mm por lo que considerando la forma irregular de los pedazos (6) tendremos:

dmax = 120 +20~30 %.

dmax = 50mm

Para el caso de las limonitas el sistema admite fracciones de hasta 150mm, pero tratándose de un material deleznable, en este caso:

dmax = 150mm

Para los cálculos entonces tomamos 150mm como tamaño máximo de partícula que resulta significativa.

Q = 1575 Kg. en la jornada.

Cálculo de la masa mínima de las muestras puntuales a tomar del flujo de menas.



Para la determinación de la masa de las muestras puntuales se utiliza la fórmula (2,6) que relaciona la productividad del flujo con las características geométricas y dinámicas del toma muestras de cuchara de forma trapezoidal.

$$q = P b / (3600v)$$

Donde:

q- Masa de la muestra unitaria, Kg.

P- Productividad del flujo de mineral seco, t / h

b- Ancho medio del toma muestras, mm.

v- Velocidad del toma muestra, m / s.

Para las condiciones del flujo de abastecimiento a la ECG los parámetros de cálculo son los siguientes.

P = 320 T/ h (considerando un flujo de 500 T/ h base húmeda).

b = 440mm

v = 0.3m/ s (velocidad del toma muestras de cuchara cortando el chorro de mineral).

q = 130.37 Kg.

Para ilustrar la masa de muestra tomada por el toma muestras haremos la evaluación comparativa de la masa de la muestra tomado por el toma muestras nuevo y los resultados obtenidos en la SM-2.

Establecimiento de la cantidad de muestras puntuales a tomar durante la jornada.

Para establecer la cantidad de muestras puntuales utilizaremos la expresión (2, 3,6) de la teoría de la información:

$$P_x = x_d + x_c, \%$$

Donde :

P_x = Resultado del muestreo en un intervalo de tiempo.

x_d = Componente determinística de la información suministrada por el muestreo.

x_c = Componente casual de la información suministrada por el muestreo.

La literatura especializada le ha dado un tratamiento amplio a la determinación de la componente determinística de la información, no así en el caso de la componente casual, que se sostiene que como recomienda esta literatura no debe realizarse tal determinación que tiende a extremar la componente casual puesto de que se tiende a no permitir modelar la componente casual que es en fin de cuenta la que refleja la falta de información y con ello la indeterminación y por lo tanto es la que determinara con exactitud la representatividad del muestreo.

La componente casual se representa por el modelo de la función de correlación, cuyo radio de correlación determina la frecuencia del muestreo, lo que para nuestro caso dio:

N_T = 12 muestras en la jornada, lo que significa que el muestreo debe ser cada dos horas no obstante esto debe ser comprobado en las condiciones de producción.

RESULTADOS OBTENIDOS

Evaluación a escala industrial de la representatividad de las muestras SM-2.

Introducción:

Dada las insuficiencias que desde el punto de vista de tomar la masa mínima de mineral por parte de los toma muestras instalados, tanto en la muestra SM-2, por distintas causas ya explicadas anteriormente y dando respuesta a una solicitud del cliente, se desarrolló una serie



de experimentos a escala industrial que tiene como objetivo demostrar el hecho de que como estas muestras toman una masa que es mucho menor que la masa mínima necesaria esto determina sobre la falta representatividad de la muestras como establece la literatura (2,3,6).

El procedimiento que fue conciliado con el cliente, consistirá en tomar una muestra con una masa de 135 Kg./h, la que sobrepasa la mínima necesaria calculada para este flujo de mineral directamente de la correa que alimenta el mineral a secaderos.

Para la preparación de esta muestra, dada la alta humedad que tiene el mineral de 40 % y más, usaremos el método del hule.

Este método consiste en que el centro del hule se forma un cono de menas, el que luego, mediante una pala, se riega sobre el mismo en forma de disco, cuidando de que en el área que ocupa el cono de mineral que es depositado en el centro del hule quede libre del mineral, luego tirando de las esquinas opuestas del hule se va conformando un nuevo cono de mineral en el centro del hule; este procedimiento se repite cinco veces y luego mediante un cuarteador plano se reduce la muestra a la mitad. Luego se repite el procedimiento tres veces y se toma una muestra de 3,5 a 5 Kg, volumen suficiente para tomar la muestra puntual y conformar un compósito del turno. El procedimiento de preparación fue previamente investigado por nosotros, haciéndose las correspondientes determinaciones de homogeneidad, obteniéndose magníficos resultados, corroborándose lo planteado en las publicaciones (2,3) de preparación de muestras en masas de minerales con composición cualitativa y granulométrica heterogénea con tamaños de fracción de más de 100 mm y humedad de más de 40 %, en lo relacionado a lo fácil de manejar la masa muestreada por tal procedimiento a pesar de su alta humedad.

El período del mes en que se realiza la demostración es escogido por nosotros, ya que se trata de la última decena del mes de marzo, donde la fábrica se encuentra inmersa en el cumplimiento del plan y por ello el abastecimiento de la mina es eminentemente limonítico, por lo tanto no es tan significativa la influencia en los resultados, la limitación que presenta el toma muestras en SM-1 de darle participación a la serpiente en la muestra.

Esta serie de experimentos consistió en que nosotros vamos tomando muestras horarias con la que vamos conformando una muestra compósito del turno, luego comparamos los resultados del turno de 11am-7 PM, obtenido por nuestro muestreo y el de la SM-2 y valoramos la representatividad de los mismos, tomando como referencia el muestreo en HR-1.

Considerando el desfase del muestreo en la SM-2 y en HR-1, que en dependencia del llenado de los silos puede llegar hasta 6 horas; en la muestra HR-1 consideraremos los resultados del muestreo del primer y segundo turno, o sea, el de 11 AM-7 PM y del 7pm-3am, para los que se calculara también su valor promedio, permitiendo hacer incluso hasta análisis de tendencia. Los resultados de las muestras horarias tomadas por nosotros serán comparados con los resultados de las muestras especiales que son tomadas por la brigada de muestreo de la fábrica dentro del turno y valorada su representatividad de la misma forma explicada anteriormente.

Desarrollo de la serie de experimentos a escala industrial. Evaluación a escala industrial de la representatividad de las muestras SM-2 y SM-1.

El formato de presentación de los resultados fue en forma de tabla correspondiente a cada día en el que se reflejarán los resultados del muestreo en la muestras SM-2, nuestras y en la HR-1 en la que se presentarán los dos turnos 11Am-7PM y 7PM-3AM para tener en cuenta el desfase que hay entre la muestra SM-2, la nuestra Y HR-1. Se realizó el análisis de la representatividad de los resultados de las mismas también diariamente.



CONCLUSIONES

- 1- El nuevo método de muestreo del flujo de menas que abastece la mina, probado en condiciones de producción durante un periodo de tiempo mayor de un mes, demostró su alta representatividad con respecto a los resultados de las muestras de HR-1, así como su alta seguridad.
- 2- Se demuestra la factibilidad tanto técnica como laboral de la ejecución del método de preparación de las muestras para las condiciones del flujo de menas que ingresa a la E.C.G. por el método del disco y cono por un solo muestreador, en lo que consume solo 20 minutos.
- 3- Se argumenta la importancia del muestreo puntual representativo para la dirección de la calidad de las menas que son extraídas en la mina.
- 4- El efecto económico esperado será sustancial dada la repercusión que sobre, la eficiencia metalúrgica el costo y la calidad de la producción trae aparejado el cargar el sistema hasta silos y procesar menas no condicionales; y si se decide la eliminación del muestreo en la muestra SM-2 y la implementación del nuevo método de muestreo representaría un ahorro considerable

Recomendaciones

- 1- Formar equipos de muestreo para la toma de las muestras el que esta integrado por los muestreros y analista de la muestras lo que es una tendencia internacional.
- 2- Actualizar los parámetros de este muestreo cuando se introduzcan a explotación los nuevos yacimientos.
- 3- Garantizar inmediatez en los análisis químicos para garantizar que el muestreo especial puntual que se lleve a efecto en la SM-1, para que lamina pueda cumplir con las exigencias dentro del turno.

Bibliografía

- 1- Llansana H. A, 1986. Determinación de la constante de heterogeneidad de las menas que ingresan a la fábrica Rene Ramos Latour. Nicaro.
- 2- Bangaroon D. Francois y G. Pierre, 1999 . El error más común en la aplicación de la fórmula de Gy en la teoría del muestreo de minerales. En minerales (Instituto de ingenieros de minas de chile) 54 (229).
- 3- Bangaroon D, 1993. Francois.Gys fórmula: conclusion of a new phase of Research.
- 4- Barban Blanco G. 1993, Determinación de los índices técnico- económicos del molino instalado en la muestra SM-2, Trabajo de diploma, Moa,
- 5- Bernal Hernández S, 1997. Determinación de las propiedades de homogeneidad de las menas abastecidas por la mina al proceso metalúrgico de la ECG, Moa, CIL.
- 6- Kozin B. Z., 1995. Muestreo y control de los procesos tecnológicos de beneficio. Moscú, Niedra.

REHABILITACIÓN MINERA EN EL YACIMIENTO PINARES DE MAYARÍ. GENERALIZACIÓN

Ing. Pablo Antonio Garrote, Ing. Nancy Bruzón Sánchez.

UEB Minas Empresa "Comandante René Ramos Latour.

El yacimiento Pinares de Mayarí ubicado en la parte norte de la provincia de Holguín, durante años ha sido explotado y sometido a serias afectaciones ambientales provocadas por la extracción mineral a cielo abierto

La vegetación existente en la region estaba formada por grandes bosques de pinus cubensis, los cuales han sido talados como consecuencia de la actividad minera.

La restauración del suelo y el medio ambiente son los objetivos fundamentales de la recultivación en los sitios dañados por dicha actividad, de ahí que se realice el presente trabajo para analizar los resultados de materialización del proyecto de diseño de la rehabilitación integral de los suelos en los yacimientos Nicaro y Pinares de Mayarí con una extensión de 1689 ha), perteneciente a la concesión minera de la Empresa "Comandante René Ramos Latour" de Nicaro.

Formó parte de los objetivos de trabajo la identificación, valoración y del estado actual entre otras de:

- La plantación y el tratamiento silvicultural (en casos practicados).
- La recultivación técnica de suelos deforestados materializada en función de la topografía del terreno, dureza de la roca y potencia de escombros.
- La siembra directa de posturas en bolsos, sin rehabilitación técnica, proyectada sólo para las áreas donde las condiciones del suelo y de pendiente son favorables.
- El estudio de la erosión y la identificación de cárcavas representativas.

Se brinda criterios valorativos de lo materializado, sus logros y deficiencia y las experiencias obtenidas, emitiéndose recomendaciones para la mejoría sistemática y sostenida de esta imprescindible actividad de restauración de los medios afectados por las labores de minería en yacimientos lateríticos cubanos.

METODOLOGÍA PARA LA ACTUALIZACION GEOLÓGICA DE UNA CANTERA DE PRESTAMO

Ing. Maria E. Milanes Segarra, Ing. Wilfredo Ríos Almarales

Empresa Geominera de Oriente. Carretera de Siboney KM ½. Alturas de San Juan.

Para realizar el estudio Geológico en los trabajos de Actualización de Canteras de préstamos se realiza un complejo de métodos geológicos y de otros servicios afines a la actividad, los cuales están encaminados a hacer mas eficiente las investigaciones, reduciendo el tiempo y sus costos, que por las investigaciones tradicionales.

Los trabajos resolverán las necesidades planteadas por el cliente en un breve plazo y con la calidad requerida, además contribuye al cumplimiento de lo establecido por la Ley No 76 'Ley de Minas'.

El resultado de este trabajo permite evaluar el material de préstamo con vista a su empleo en la construcción de diferentes obras de ingeniería y mejoramiento de los viales en los territorios Orientales, permitiéndole al inversionista disponer del volumen de recursos necesarios y la calidad adecuada, para lo cual:

- ❖ No se dimensionan las investigaciones al estudiar solo el área que se necesita.
- ❖ Se disminuye el costo y el tiempo de la investigación, con respecto a la metodología que existía anteriormente.
- ❖ Se eliminan los trabajos de perforación utilizando los cortes en los frentes de cantera ya aperturados o en su defecto se realizan laboreos mineros.
- ❖ **Resultados de análisis y ensayos estrictos para cumplir los objetivos de la investigación**

Los trabajos previstos en esta metodología nos permite un uso racional del material de préstamo de una cantera sobre una base legal, técnica y económicamente fundamentada, con la calidad requerida y una disminución sensible al Impacto Ambiental.

TOPOGRAMADOR: LIBRO DE MACROS EXCEL PARA PROGRAMACIÓN TOPOGEODÉSICA

Tècn. Topógrafo: Abel Carballosa (1), Ing: José Francisco Serrano Coello (2)

(1) Dpto de Preparación Minera UEB Minas ECRRL .Filial SCG Nicaro

(2) UEB Minas ECRRL. Filial SCG Nicaro

Las labores de minería requieren indisolublemente de la topografía tanto en las etapas de desarrollo de recursos y reservas como en el planeamiento de labores mineras básicas de accesos y extracción de minerales y finalmente constituyen la herramienta de control y certificación de calidad de todas estas actividades. Específicamente, en nuestro marco de minería a cielo abierto en los yacimientos ferónquelíferos de cortezas de intemperismo cubano se hace uso intensivo de la topografía en las más disímiles aplicaciones.

Como quiera que la topografía está inherentemente ligada al uso de sólidas y complejas o cuando menos complicadas y repetitivas herramientas matemáticas, se justifica plenamente todo intento de automatización de los algoritmos matemáticos que yacen en la fundamentación de las soluciones que brinda a diversos problemas que plantea la necesidad de materialización de todo el ciclo de actividades de los procesos geólogo-mineros.

En tal contexto se presenta bajo la denominación de “TOPOGRAMADOR” un libro de Macros Relacionales Excel para, a partir de manipulación de bases de datos de mediciones y levantamientos topográficos, automatizar las soluciones armónicas para materialización eficaz de las tareas topográficas de variados objetivos y grados de complejidades como:

- Densificación de las redes Geodésicas.
- Procesamiento de coordenadas XYZ a partir de observaciones taquimétricas o mediciones por taquímetros electrónicos.
- Cálculos de ángulos en las alineaciones de objetivos de montaje como brazos de sedimentadores, etc.

Algunas de estas aplicaciones de tareas topográficas se utilizan en otros organismos, empresas tales como:

- Empresas de Geología y Minería.
- GeoCuba,
- CITEC-FAR.
- Todas las Empresas del Níquel.
- Otras entidades vinculadas con actividades ingenieriles, proyección y ejecución de viales, cubicación de áreas y movimientos de tierra.



ESTUDIO DE PREFACTIBILIDAD PARA SOLUCION A NUEVO DEPOSITO DE COLAS DE LA PLANTA NIQUELIFERA ERNESTO CHE GUEVARA Y MEJORAMIENTO AMBIENTAL EN TERRITORIO DE MOA.

Constantino de Miguel Fernández

Instituto Superior Minero Metalúrgico, Las Coloradas s/n, Moa, Holguín, Cuba.

RESUMEN.

En el trabajo se presenta el análisis de una nueva propuesta para ubicación de un depósito de colas en la que se incluye una Presa para Colas y una variante de Presa de Agua- sedimentadora, sobre las que se exponen parámetros preliminares de sus dimensiones. Para las mismas se presenta una argumentación consistente en un análisis de condiciones ingeniero geológicas e hidrogeológicas de las rocas existentes en el basamento, y los posibles beneficios y aspectos negativos de las obras propuestas, teniéndose amplias ventajas de los beneficios sobre los aspectos negativos, presentando mayor relevancia en ello los beneficios ambientales en los territorios que reciben fuertes Impactos Ambientales por el desarrollo minero y deposición de Colas.

El efecto económico que podrá producirse puede superar los 20×10^6 de Pesos en los primeros 10 años de explotación (por concepto de explotación de mineral en franja de protección actual del río Yagrumaje, reducción de longitud de viales mineros yacimientos-industria, utilizando las coronas de las Presas propuestas como puentes, así como por la generación de energía eléctrica), con lo que la amortización del costo de los estudios y obras que resulten factible se podrá lograr en cortos periodos de tiempo, además se obtendrán condiciones de apoyo al perfeccionamiento empresarial y expansión que se desarrollan actualmente en la Industria .

ABSTRACT.

This work the analysis of a new proposal is presented for location of a deposit of tails in which a Dam is included for tails and a variant of Dam for Water and sedimentation, preliminary parameters of their dimensions are exposed. For these dams a consistent argument is presented based on the analysis of engineer geological and hidrogeological conditions of the existent rocks in the basement, and the possible benefits and negative aspects of the proposed works, it is shown the advantages of the benefits upon the negative aspects, presenting bigger relevance in the environmental benefits in the territories that receive strong Environmental Impacts due to the mining development and deposition of tails.

The economical effect that can overcome the 20×10^6 of Pesos in the first 10 years of exploitation (for concept of mineral exploitation in fringe of current protection of the river Yagrumaje, reduction of longitude of mining roads, ways (ore deposits-industries), using the crowns of the dams proposed as bridges, as well as for the electric power generation), with that the paying-off of the cost of the studies and works that are feasible will be in short periods of time, support conditions will also be obtained for the managerial improvement and expansion that are carried out at the moment in the Industry.

INTRODUCCIÓN.

El Municipio de Moa como tal, se puede considerar el que tiene el mayor aporte a la economía del País debido a la explotación de los yacimientos niquelíferos existentes en el mismo, la existencia de dos grandes Plantas Metalúrgicas procesadoras del mineral niquelífero con la exportación de sus producciones a varios Países. Esta exportación aporta varios cientos de millones de Dolares USA a la economía y esta previsto en breves años el desarrollo de la producción y exportación, para lo que se requiere de depósitos de colas con garantía estructural



y mayores capacidades en sus volúmenes de almacenamiento incluyendo el incremento de colas que se prevé producir, con garantía para el medio ambiente circundante.

Como toda región minera en explotación, mas cuando en ese mismo territorio existen las industrias procesadoras del mineral, se generan toda una serie de impactos ambientales, que en el caso específico de Moa, se reflejan en los suelos, red hidrográfica, zona costera y atmósfera, todo ello incidiendo en la población local hasta varios kilómetros de distancia.

El caso que nos interesa y se trata en este trabajo se relaciona con el impacto minero y residuales industriales (Colas) de la Industria Cdte. Ernesto Che Guevara, en las cuales además de sus propiedades degradantes, aun se encuentran minerales como el Hierro, Níquel. Manganeso y Cobalto, que por el proceso industrial que se desarrolla en la actualidad no pueden ser extraídos, pero que con modernización de la industria en el futuro podrían ser extraídos y comercializados y por ello se requiere de medidas y obras que permitan la deposición de esos residuales (Colas) para su procesamiento futuro.

En la actualidad es alto el impacto sobre el medio ambiente por erosión del territorio de los yacimientos y arrastre de sus residuos por el escurrimiento superficial en periodos de lluvia (Precipitaciones medias anuales: 1800 mm.), que los vierten al río Moa y próximamente a los ríos Yagrumaje y Punta Gorda y por estos ríos llegan hasta el Océano Atlántico, con grandes afectaciones a las zonas costeras y Bahía de Moa en específico.

Las Colas residuales en la actualidad se vierten a Embalse de Colas existente en la zona costera y que cuenta con capacidad limitada ya con poca vida útil, desde el cual se afecta la atmósfera y zona costera por la acción eólica y derrames que se producen por erosión de los diques.

De tal forma y coincidiendo que por la Dirección de la Unión del Níquel en Moa y MINBAS se buscan alternativas para dar solución a las Colas residuales actuales y futuras de la Planta Cdte. Ernesto Che Guevara, por lo que se analizan posibles variantes incluyendo un Emisario Submarino con deposición final en el Océano (cosa esta que consideramos irracional por posibles afectaciones marinas y costeras, así como perdida de mineral que puede ser explotado en el futuro) y considerando los altos rangos de agresividad y efectos al medio ambiente que producen las Colas Residuales, ejecutamos el análisis que en el trabajo se presenta a nivel de estudio de prefactibilidad con la propuesta de una variante de Presa de Colas y Presa de Agua-sedimentadora, necesaria para poder construir la anterior sobre terreno que en general cuentan con propiedades físico-mecánicas que pueden soportar y asimilar las obras y cargas que se proponen.

En las recomendaciones del trabajo se presentan investigaciones que proponemos en el territorio y puntual donde se proponen las obras y corresponden a una Fase Preliminar, de Factibilidad, en este caso dirigido a esclarecer aspectos geológicos y ambientales del área en general y en específico del basamento de las obras propuestas, así como los parámetros reales de las obras, con lo que se busca una racional ubicación y dimensión de las obras para su explotación sostenible con plena garantía estructural.

En el trabajo se presenta una argumentación basada en los análisis efectuados, considerando las condiciones ingeniero geológicas e hidrogeológicas del territorio, así como de los beneficios y efectos que las obras propuestas pueden producir, tanto desde el punto de vista Ambiental como Económico y Social.



I- OBJETIVOS DE LA PROPUESTA.

I.1- Objetivos principales: Establecer la factibilidad de construcción de complejos de obras en el río Yagrumaje que permitan definir la posibilidad de construcción de una Presa de Cola para embalse a largo plazo y mejorar las condiciones medioambientales del territorio, considerando en primer lugar las zonas aledañas al Dique de Colas actual, la zona costera, Bahía de Moa y atmósfera.

I.2- Objetivos secundarios: Establecer la factibilidad de acceso vial desde la Industria hasta los yacimientos Yagrumaje Norte, Oeste y Camariocas Este, con reducción de recorrido en relación con los viales existentes en la actualidad, con eliminación de los impactos a la población y otros elementos medioambientales por transportación de mineral yacimientos-Industria, tratando de lograr con ello un considerable efecto económico.

También definir la posibilidad de generación de energía eléctrica con recursos hídricos renovables desde obras hidrotécnicas que se proponen.

I.3-Objetivos Específicos: Establecer a nivel de Prefactibilidad los beneficios y desventajas que pueden producir las obras propuestas y proponer la ejecución de una investigación integral que permita definir en etapa de "Estudio de Factibilidad" las condiciones Geológicas, Tectónicas, Ingeniero geológicas e hidrológicas para la construcción de las obras que se proponen y racionalidad estructural y económicas de las mismas, estableciendo la influencia que las mismas pueden provocar sobre el Medioambiente en el territorio, además de detallar la situación ambiental actual.

II- RESULTADOS ESPERADOS.

- 1- Definir una variante para depósito de colas de la Industria Cdte. Ernesto Che Guevara que permita de forma racional y sustentable la deposición de las colas con volúmenes que satisfagan a largo plazo el desarrollo previsto en la Industria, con garantía de mejoría de las condiciones ambientales actuales del territorio permitiendo a la vez preservar las colas para una explotación posterior con nueva tecnología para el aprovechamiento industrial de las mismas como Materia Prima para extracción de Níquel, Cobalto, Hierro y otros elementos en ellas presentes.
- 2- Definición de factibilidad constructiva de las obras que resultan propuestas, sus dimensiones estructurales y sus costos aproximados.
- 3- Establecer el posible efecto económico, ambiental y social de las obras propuestas debido a ubicación y sustentabilidad de las obras, posible reducción de longitudes viales en transportación de escombros, mineral y generación de energía eléctrica.

III- CARACTERÍSTICAS GEOLÓGICAS E HIDROGEOLÓGICAS.

Desde el punto de vista geológico y litológico el territorio, hasta las profundidades estudiadas, está representado según el perfil predominante, por los siguientes sedimentos y rocas desde la superficie del terreno.

- 1- Secuencia Laterítica Mioceno Cuaternario.
 - a) Estrato laterítico arenoso - gravoso, en partes arcilloso, de color rojo oscuro a carmelita rojizo, con alto porcentaje de contenido de hierro en las partículas (perdigones) .Su potencia oscila



desde algunos centímetros hasta unos 10 m., en dependencia de las condiciones de deposición y paleorelieve. Este estrato cubre gran parte del territorio.

- b) Estrato laterítico arcillo - arenoso, de color carmelita amarillento a ocre, con concreciones de hierro (perdigones), de potencia variada, desde unos 5 m. hasta unos 25 m. En área su desarrollo no es uniforme, en ocasiones aparece directamente bajo la cubierta areno - gravosa, en otras formando lentes entre el estrato que a continuación se describe.
- c) Estrato laterítico arcilloso, de color rojo amarillento hasta ocre, muy frágil y de muy poca consistencia sobre todo en estado húmedo, con potencia muy variada en área y en ocasiones no aparece en el perfil.
- d) Arcilla serpentinitica, pesada, de color azulado, con alta plasticidad, presentándose generalmente en forma de lentes de pequeñas dimensiones y potencias de hasta 15 m.

2- Ofiolitas del Cretácico Superior (K₂).

- a) Serpentina muy descompuesta, de color verde - amarillento, en partes abigarrada, en ocasiones con textura limosa, presente en casi todo el territorio sobre las serpentinitas agrietadas. Su potencia oscila desde algunos centímetros hasta varios metros.
- b) Serpentina (en partes peridotita), de dureza media, agrietada, con potencia no determinada en las perforaciones ejecutadas, representa el basamento del territorio, aflora a la superficie en taludes de arroyos y ríos.

3- Gabros del Cretácico (K₂).

Se encuentran ocupando distintos sectores del territorio en cotas altas, muy alterados, en partes afloran a la superficie. Su potencia no ha sido establecida.

De forma general consideramos como cubierta laterítica al paquete de estratos formado por el estrato laterítico areno - gravoso, estrato arcillo - arenoso, estrato arcilloso y arcilla serpentinitica. Esta cubierta diferenciada por cuatro estratos bien definidos, presenta una granulometría variada, determinada en análisis de laboratorio por la siguiente composición granulométrica media ponderada:

- Arcilla - 12,5%
- Limo - 52,35%
- Arena fina - 32,13%
- Arena media - 1,37%
- Arena gruesa - 1,65%
-

En general, la cubierta laterítica en el territorio es bastante uniforme en la granulometría antes descrita, pudiendo existir puntos donde se presenten desviaciones de la misma, aunque no consideramos que la variación pueda ser en amplias magnitudes.

De forma general, las características geológicas (litológicas) e hidrogeológicas del territorio pueden considerarse de poco complejas teniendo en cuenta la distribución de las litologías presentes y acuosidad de las mismas, aunque por la tectónica existente en el territorio, las condiciones locales y puntuales deben ser detalladas.

En el territorio predomina un complejo acuífero formado por un acuitardo o pseudo acuífero poroso en las lateritas donde existe un micro flujo, y un estrato acuífero de grietas en las serpentinitas agrietadas, que pueden tener presiones locales -no determinadas debido a la potencia de las lateritas que yacen sobre ellas y que en partes superan los 25 m.. Esto puede observarse en algunas de las excavaciones mineras existentes y por la litología de las calas perforadas.



La textura arcillosa de las lateritas y su yacencia sobre el acuífero agrietado de las serpentinitas provoca que las mismas se encuentren saturadas en gran por ciento de su potencia, debido a las subpresiones presentes en las serpentinitas que forman el acuífero y a las características de microporosidad y altas propiedades de ascenso capilar (Hc) presentes en las lateritas.

Por la granulometría presente en las lateritas, en las que el diámetro efectivo (de) 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 que pueden producirse calculados por tres métodos distintos presentan un valor medio de $H_c = 26,00$ m.

Desde el punto de vista ingeniero-geológico las lateritas están compuestas por tres capas, que se describen a continuación:

Capa I.

Material con predominio de granulometría areno-gravosa (76 %) con menor por ciento de material arcilloso-limoso (22 %), esto dado por la abundancia de las concreciones ferruginosas en la parte superior como resultado del proceso de meteorización. Según la consistencia relativa (Cr), la cual relaciona los LL, IP y W, presenta un valor muy bajo ($Cr = -0.5$) en estado saturado, o sea, la Humedad es mayor que el LL, por lo que el suelo se puede escurrir o fluir e imposibilitar el corte del mismo en el proceso de minado. En estado no saturado es mas consistente aunque el valor sigue siendo bajo ($Cr = 0.8$). Usando la Carta de Plasticidad de Casa Grande y los valores de los límites de Atterberg se clasifica como suelo de grado II, arcilla inorgánica de mediana plasticidad. A partir de los valores de ϕ (18.3) y C (0.031MPa) se considera con mayor resistencia al corte que la capa II aunque el valor del ángulo de fricción es bajo.

Capa II.

Material arcilloso por predominio de granulometría arcilloso-limosa (84 %) sobre las gravas y arenas (11 %) típico de los horizontes lateríticos intermedios. De acuerdo a los valores de consistencia relativa ($Cr = 0.2$ (saturado) y $Cr = 0.7$ (no saturado) se comportan como bajos, en ambos casos los LL son mayores que la Humedad del suelo pero con una diferencia muy pequeña. Según los límites de Atterberg se clasifica como suelo de grado III, arcilla inorgánica de alta plasticidad. Los valores de ϕ (16.5 natural y 15 saturado) y C (0.034 MPa natural y 0.021 MPa saturado) le confieren menor resistencia en el perfil.

Capa III (serpentinita lixiviada).

Material con predominio de material grueso (arenas y gravas: 73 %), aunque tienen un porcentaje apreciable de material fino 27 % de arcilla y limo. La consistencia de este horizonte es muy baja tanto en estado natural ($Cr = -0.8$) como saturado ($Cr = -.05$); en ambos casos la Humedad esta por encima del LL. Según los límites de Atterberg se clasifica igual que la capa II como suelo de grado III, arcilla de alta plasticidad.

El comportamiento del peso específico presenta el comportamiento típico de las cortezas de meteorización ferro niquelíferas, presentándose con valores más altos en los horizontes superiores por la concentración de los óxidos e hidróxidos de Fe (capa I: 20,4 KN/m³) y sufriendo una disminución gradual hacia los horizontes inferiores (capa II: 17.3 KN/m³ y capa III: 15.5 KN/m³) en los cuales hay predominio de minerales enriquecidos en Mg, Ca, Si, los cuales son lixiviados en el avance del grado de meteorización.



Tabla I. Características físicas y mecánicas de los sedimentos existentes.

Propiedades	Capa 1	Capa 2	Capa 3
Color predominante	Rojo ladrillo oscuro, en partes con manchas amarillas y negras	Carmelita amarillento a verde con manchas color negro, verdosas y otras de color rojo en partes predomina el color abigarrado.	Verdoso.
Granulometría	Grava –30 % Arena –46 % Limo – 17 % Arcilla – 5 % Coloides – 3 %	Grava – 1 % Arena – 10 % Limo – 54 % Arcilla – 34 % Coloides – 21 %	Grava – 36 % Arena – 37 % Limo – 18 - % Arcilla – 9 % Coloides – 6 %
Peso específico	Zona Saturada Humedo- 20,4 kN / m ³ Seco – 15,6 kN / m ³ Zona no Saturada. Humedo – 19,9 kN / m ³ Seco – 13,6 kN / m ³	Zona Saturada Humedo – 17,3 kN / m ³ Seco – 11,4 kN / m ³ Zona no saturada Humedo – 17,2 kN / m ³ Seco – 10,3 kN / m ³	Zona Saturada Humedo – 15,5 kN / m ³ Seco – 8,4 kN / m ³ Zona no saturada Humedo – 13,8 kN / m ³ Seco – 7,7 kN / m ³
Plasticidad	Límite líquido – 42 % Límite plástico – 30 % Índice de plasticidad – 12 %	Límite líquido – 75 % Límite plástico – 47 % Índice de plasticidad – 28 %	Límite líquido – 63 % Límite plástico – 37 % Índice de plasticidad –26 %
Humedad	Zona Saturada – 48 % Zona no saturada – 31,8 %	Zona saturada – 69 % Zona no saturada – 55,5 %	Zona saturada – 85,3 % Zona no saturada – 78,4 %
Cohesión	0.031 MPa.	Estado natural- 0,034 MPa Saturado – 0,021 MPa	
Angulo de fricción interna	18,3 ⁰	Estado natural – 16,5 ⁰ Saturado – 15,0 ⁰	
Carga contra hinchamiento.	0,069 MPa	0,006 Mpa.	

En cuanto a la permeabilidad de las rocas existentes reflejada por el coeficiente de Permeabilidad, presenta un valor medio en el complejo laterítico de 0.01 m/día y en las serpentinitas que forman la base del complejo laterítico el valor medio del coeficiente de filtración es de 0 ,1 m/día, aunque en zonas de fallas la permeabilidad en las serpentinitas se incrementa hasta 3 m/día y mas, condiciones que deben ser estudiadas en detalle para la proyección de obras hidráulicas, sobre todo en los puntos donde se proponen la Presas de Colas y de Aguas ubicadas en cauces de río de origen tectónico.

En cuanto a la permeabilidad de las rocas existentes reflejada por el coeficiente de Permeabilidad, presenta un valor medio en el complejo laterítico de 0.01 m/día y en las serpentinitas que forman la base del complejo laterítico el valor medio del coeficiente de filtración es de 0 ,1 m/día, aunque en zonas de fallas la permeabilidad en las serpentinitas se incrementa hasta mas de 1 m/día, condiciones que deben ser estudiadas en detalle para la proyección de obras hidráulicas, sobre todo en los puntos donde se proponen la Presas de Colas y de Aguas ubicadas en cauces de río de origen tectónico.



IV- ARGUMENTACIÓN DE LA PROPUESTA.

Para el desarrollo industrial que se prevé en la Industria Cdte. Ernesto Che Guevara se requiere de garantía de depósitos de colas para el volumen previsto en la ampliación de la producción, cosa esta que no satisface el Dique de Colas actual.

En la actualidad el territorio aledaño al Dique de Colas actual, incluyendo la zona costera, Bahía de Moa y atmósfera están siendo seriamente afectados por características estructurales del Dique, erosión de sus taludes, emanaciones de gases y otros efectos negativos sobre el Medio Ambiente.

El Dique de Colas actual está en una zona litoral pantanosa y con complicaciones geológicas por la litología existente en su basamento y tectónica del territorio, que provocan condiciones que no han sido detalladas por sus características Ingeniero Geológicas que puedan definir que capacidad de carga puede asimilar el basamento y Dique propiamente sin que se produzcan asentamientos, bulbos de deformación en su periferia o deslizamientos producto de la erosión etc., empeorando la situación la existencia de objetivos económicos en zonas aledañas. Por otra parte el Dique requerirá de recrecimientos hasta alturas considerables para poder asimilar todo el volumen de Colas que se prevé en los procesos industriales y expansión de la misma, lo que representan peligros y riesgos ambientales de alta consideración.

Otra problemática que con el proyecto se trata de solucionar es que en años próximos se producirá la apertura del yacimiento Yagrumaje Norte, para lo cual alrededor de 1×10^6 de m^3 de escombros deberá ser transportado a una distancia de 4 Km., en parte de recorrido por vía de transporte público, igualmente durante la explotación del yacimiento se deberá transportar a la Industria unos 12×10^6 Toneladas de mineral. En ambos casos se utilizará la misma vía, que además presenta altas pendientes.

En la margen derecha del río Yagrumaje existen otros yacimientos de la Industria Ernesto Che Guevara (Yagrumaje Oeste y Camarioca Este), que se explotaran posterior al Yagrumaje Norte), de tal forma con el presente proyecto también podrá definirse vías de acceso de menor longitud desde estos yacimientos hasta la Industria y con menores pendientes, sobre la cortina de la Presa.

La Presa de Colas propuesta se ubica en un valle intermontano abierto en dirección al Océano en la parte baja de la cuenca del río Yagrumaje, la diferencia de cotas desde el cauce hasta la cima de las elevaciones que rodean el valle es de unos 80 m., lo que favorece la construcción de la Presa.

Para poder construir la Presa de Colas se requiere la desviación del río Yagrumaje en punto ubicado aguas arriba del valle propuesto para la Presa de Colas. Aquí el río también presenta un cauce en forma de cañón con altura de sus taludes de unos 40 m. En el punto seleccionado el río Yagrumaje forma un meandro que se aproxima unos 300 m. en su extremo Este a otro meandro del río Punta Gorda, lo que favorece la derivación del río Yagrumaje hacia el río Punta Gorda y para ello se propone la construcción de una Presa de agua- sedimentadora.

La construcción de las Presas previstas podría ejecutarse utilizando material del destape de los yacimientos de la margen derecha del río Yagrumaje y que próximamente comenzaran a explotarse. Este material fue utilizado en la construcción de la Presa Moa (Nuevo Mundo) con magníficos resultados hasta la actualidad en cuanto estabilidad, compactación y permeabilidad. La explotación de los yacimientos mencionados provocaran el desbroce de grandes áreas, las que producirán por la influencia de la erosión y la escorrentía superficial grandes volúmenes de



arrastre de sedimentos hacia el río Yagrumaje y de aquí al mar, lo que producirá un mayor impacto negativo en zonas costeras y Bahía de Moa, cuestión que de ser factible las obras que se proponen en el proyecto será minimizada.

Dentro de los objetivos del Proyecto se considera también establecer la factibilidad de generación de energía eléctrica con recursos hídricos renovables, como lo representa el escurrimiento del río Yagrumaje, a partir de la regulación de este río con la Presa de aguas con lo cual se podrá mejorar el abastecimiento de electricidad a la Industria ó población, al mismo tiempo que esa generación de energía eléctrica en corto a mediano plazo amortizará parte de los costos de las obras que se proponen e inversiones que se deriven de ellas. De tal forma, la presente propuesta de Proyecto de estudio a nivel de Factibilidad considera la posibilidad de dar solución total ó parcial a las problemáticas planteadas con un posible efecto económico considerable tanto a corto como a largo plazo y mejoramiento de las condiciones ambientales del territorio y para lograr esto se requiere ejecutar los estudios propuestos tanto en las obras como en territorios aledaños a las mismas ya que las obras propuestas son obras ingenieriles de grandes dimensiones por lo que es necesario despejar lo mas posible las incógnitas existentes actualmente sobre la Tectónica e Ingeniería Geológica, cuestiones fundamentales para lograr características de factibilidad constructiva acorde a las exigencias de las obras por sus magnitudes.

V- PROPUESTA DE OBRAS Y SUS PARÁMETROS PRELIMINARES.

V.1-Presa de Cola en río Yagrumaje (ver plano anexo).

Ubicación: Coordenadas en cauce del río N: 220 750 E: 704 175

Coordenadas en extremos de la cortina:

N: 220 870 E: 703 875

N: 220 675 E: 704 450

Coordenadas en extremos de diques laterales

- Margen Izquierda:

N: 220 800 E: 703 875

N: 220 250 E: 704 575

- Margen Derecha:

N: 220 675 E: 704 450

N: 220 000 E: 704 825

Altura sobre el cauce- 83 m.

Cota corona de cortina y diques- 90 m.

Longitud de cortina- 950 m.

Longitud de diques- 1450 m.

Volumen de almacenamiento: Con Presa en río Yagrumaje con derivación de su escurrimiento al río Punta Gorda- $40 \times 10^6 \text{ m}^3$, (aproximadamente $106 \times 10^6 \text{ T}$)

La Presa de Colas propuesta y sus diques podrán ser diseñadas para distintas etapas constructivas por llenado del embalse hasta la altura máxima prevista.

V.2 Presa de Agua Sedimentadora.

Presa en río Yagrumaje con derivación de su escurrimiento hacia el río Punta Gorda a través de Aliviadero (y Túnel según Variante que se apruebe).

Ubicación: Coordenadas en cauce del río

N: 218 825 E: 704 000

Coordenadas en extremo de cortina

N: 218 950 E: 703 775

N: 218 750 E: 704 190



Altura de cortina sobre el cauce- 48m.
Cota corona de cortina- 90 m.
Longitud de la cortina- 250 m.
Longitud embalse de agua- 1875m
Área embalse de agua- 415 000 m².
Volumen de embalse sobre terreno natural- Aprox. 6×10^6 m³.
Longitud de aliviadero- 375 m.
Generación de energía eléctrica:

Para el cálculo de la generación de energía eléctrica nos hemos basado en que el grado de posibilidad de regulación del escurrimiento del río Yagrumaje con la Presa y embalse que le corresponde dependen de la relación del volumen útil del embalse y el volumen del escurrimiento medio anual del río (Determinado por cálculo hidrológico, Fernández S. INRH, Holguín, 2001).

Para el cálculo de la potencia de generación teórica de electricidad aplicamos la formula siguiente:

$$P = 9,81 Q H$$

Donde:

P- Potencia en Kw.

9,81- Aceleración de la gravedad- m/ seg².

Q- Escurrimiento medio anual del río Yagrumaje – 0,55 m³/seg. (Determinado en INRH Holguín, 2001)

H- Carga hidráulica en el embalse (altura de caída del agua)- m.

Aplicando los cálculos de generación de electricidad para distintas variantes, por variantes se obtuvieron los siguientes valores de generación:

- 1- Túnel hasta el río Punta Gorda con generación al final del mismo.
Coordenadas entrada al túnel:
N: 218 750 E: 704 000
Cota de entrada- 80 m.
Cota de salida- 40 m.
Longitud del túnel- 510 m.
Carga hidráulica asumida- 40 m.
Escurrimiento medio del río (por calculo)- 0,55 m³/seg.
Potencia teórica media de generación- 216 Kw.
- 2- Tubería a través de túnel continuando por cauce del río Punta Gorda hasta proximidades de la costa en cota 5m.
Coordenadas al final de la tubería
N: 221 500 E: 704 900
Longitud de tubería-2375 m.
Carga hidráulica asumida-70 m.
Escurrimiento medio del río- 0,55 m³/seg.
Potencia teórica media de generación- 378 Kw.
- 3- Tubería a través de la cortina de la presa continuando bajo el embalse de colas por cauce del río Yagrumaje hasta punto del terreno con cota 5m.
Coordenadas al final de la tubería
N: 221 00 E: 704 300
Longitud de tubería- 2625 m.
Carga hidráulica asumida- 65 m.



Escorrentamiento medio del río- 0,55 m³/ seg.

Potencia teórica media de generación- 350 Kw.

- 4- Tubería a través de la cortina de la Presa continuando bajo embalse de colas hasta área interna de la industria.

Longitud de tubería- 2500 m.

Carga hidráulica asumida – 35 m.

Escorrentamiento medio del río- 0,55 m³/seg.

Potencia teórica de generación- 188 Kw.

Considerando la Potencia de generación 78 Kw, como análisis comparativo de efecto económico por generación por hidroeléctrica, tenemos que las Termoeléctricas trabajando al máximo de eficiencia consumen alrededor de 2 gr. De Petróleo por cada Kw generado, por lo que la generación de 378 Kw representa un ahorro de 2 3 841 T/ año de Petróleo, equivalente a unos 3 796 337, 58 Pesos (USD considerando el precio del Petróleo 25,00 USD / Barril).

En generación de energía eléctrica para etapas futuras existe la posibilidad de trasvasar el escurrimiento del río Punta Gorda hacia el embalse de la Presa de agua propuesta en el río Yagrumaje con un escurrimiento medio anual de unos 0,3 m³/seg., lo que incrementaría la posibilidad de generación de energía eléctrica hasta las siguientes magnitudes por variantes de generación:

Variante 1- 333 Kw., Variante 2- 583 Kw., Variante 3- 542 Kw., Variante 4- 291 Kw.

VI- ANÁLISIS PRELIMINAR DE LOS POSIBLES BENEFICIOS Y ASPECTOS NEGATIVOS DE LAS OBRAS PROPUESTAS.

VI.1- Presa de Colas.

Beneficios:

- Por capacidad de almacenamiento de colas y en dependencia de la variante de Presa de agua que se seleccione, el tiempo de utilización será aproximadamente : 20 – 23 años.
- En la construcción de la Presa de Colas podrán utilizarse materiales de escombro de la apertura del Yacimiento Yagrumaje Norte, ubicado a distancias entre 0,5 y 1 Km. con lo que además se ahorrara entre 3 y 4 Km. de transportación de unos 1,5 * 10⁶ m³ de escombro para su deposición prevista en escombrera. El ahorro por transportación representaría unos 636 000 Pesos.
- Se obtendría a mediano y largo plazo un mejoramiento significativo de las condiciones ambientales de la zona aledaña al dique de colas actual, incluyendo la costa y Bahía de Moa.
- Se crearía un embalse de colas retirado de áreas pobladas y de tránsito, con gran parte de su perímetro (mas del 50 %) sobre terreno natural, que con reforestación mejoraría las condiciones ambientales en su periferia.
- Permitiría eliminar el arrastre de materiales de erosión de zonas mineras y hacia el río Yagrumaje y vertido al mar, con lo que se evitaría nuevos impactos sobre la costa y Bahía de Moa.
- Se evitaría recrecer hasta dimensiones peligrosas el dique de colas actual que por basamento geológico y situación de su estructura representa un peligro para instalaciones en zonas aledañas y medio ambiente de zona costera, Bahía de Moa y atmósfera.
- Se podría extraer cerca de 0,5*10⁶ T. de mineral ubicado en zona de seguridad del río Yagrumaje, lo que permitiría un incremento en reservas comerciales con



valor de unos $30 \cdot 10^6$ pesos, representando esto una ganancia neta de aproximadamente $10 \cdot 10^6$ de Pesos.

- Permitiría el acceso directo Industria –yacimiento Yagrumaje Norte por vial sobre la cortina, con ahorro de unos 1,7- 2,5 Km. con menores pendientes en relación con las vías existentes, además la transportación del mineral se desarrollaría por áreas mineras que no afectarían a población, tránsito y otros elementos ambientales. El ahorro en la transportación del mineral de este yacimiento por la vía que se crearía sería de unos $1,94 \cdot 10^6$ pesos.
- Permite eliminar el recrecimiento del dique actual, con lo que se obtiene un ahorro por transportación y construcción en unos $4,5 \cdot 10^6$ pesos.

Aspectos Negativos:

- Se eliminaría el río Yagrumaje como tal en unos 1950 m. Aunque por la cuenca complementaria que queda a partir de la Presa de Colas, por el cauce del río se mantendrá un escurrimiento anual de unos $1,89 \cdot 10^6 \text{ m}^3 / \text{año}$.
- Incrementaría el área de inundación en periodos de avenidas en el río Punta Gorda..
- Se incrementaría la carga de bombeo de las colas desde la industria al embalse, por lo que se requeriría de otros equipos de bombeo de mayor potencia para etapas posteriores al inicio del llenado del embalse.

VI.2- Variante Presa de Agua. En río Yagrumaje con trasvase al río Punta Gorda.

Beneficios.

- Permitiría cerrar el río Yagrumaje para creación de un embalse de colas aguas abajo de esta Presa con capacidad de almacenamiento de colas en unos $40 \cdot 10^6 \text{ m}^3$ (unas $106 \cdot 10^6 \text{ T}$).
- Permitiría el almacenamiento de material sólido proveniente de la erosión y escorrentía superficial de zonas mineras, evitando con ello su arrastre al mar.
- Alejaría el vertimiento de sedimentos en periodos de avenida de la Bahía de Moa, al producirse este vertimiento por el río Punta Gorda a mas de 2500 m de la Bahía.
- Permitiría el acceso Industria- Yacimiento Yagrumaje Norte, Yagrumaje Oeste y Camariocas Este por vial sobre la cortina de la Presa evitando construcción de puentes sobre el río Yagrumaje y creando un vial con pendientes mas suaves.
- Permitiría la generación de energía eléctrica con recursos hídricos renovables con ahorro de unas 23 841 T/ año de petróleo con valor de unos 3 796 337,58 pesos anualmente. Con posibilidad de entregar agua no tratada a la Industria por gravedad paralelo a la generación de energía eléctrica. Con esto compensaría la energía necesaria para el bombeo de colas al dique propuesto.

Aspectos Negativos:

- Incrementaría el área de inundación en periodos de avenidas en la parte baja de la cuenca del río Punta Gorda.
- Incrementaría el vertimiento de sedimentos al mar y zona costera en la desembocadura del río Punta Gorda.



VII – ANÁLISIS DE OTRAS POSIBLES VARIANTES DE DEPOSITOS DE COLAS.

En el territorio existen otras zonas con relieve que permite la construcción de Presas de Colas, las mismas forman partes de cuencas hidrográficas (ríos) que también deberían ser represados con desviación de sus escurrimientos superficiales hacia otros ríos, para poder construir los Depósitos de Colas.

Las restantes posibles ubicaciones de Presas de Colas en ríos no reúnen las condiciones ventajosas que tiene la propuesta anteriormente en este trabajo, por cercanía de otro río para derivación de su escurrimiento, cercanía de la industria y una ubicación estratégica entre tres yacimientos minerales, permitiendo con ello el acceso reducido a los mismos, etc.

Existen otras posibles variantes de ubicación, como lo es la construcción de Diques de Colas en Zonas Costeras, que tendrían las mismas consecuencias contaminadoras que el Embalse de Colas actual.

También existe la posibilidad de construir Diques o Embalses de Colas en los yacimientos ya explotados, que en este caso lo representaría el Yacimiento Punta Gorda. En este caso la ventaja es que se utilizaría un área ya explotada, desforestada e improductiva a unos 1 800 metros de la línea de costa.

Esta variante de Diques en el Yacimiento Punta Gorda presenta las siguientes desventajas principales:

- 1- La pendiente del terreno en su mayor extensión es alta, por lo que se requeriría de Diques altos en la parte inferior de la ladera en los puntos de ubicación de los mismos, con grandes volúmenes de desbroce en roca, para poder lograr la horizontalidad de la base de los Diques con fines de darles la estabilidad necesaria.
- 2- Las Colas se depositarían directamente sobre la roca serpentinitica agrietada, con permeabilidad en partes superior a 3 m / día, lo que permitiría la infiltración de los residuos líquidos en el acuífero existente en estas rocas, contaminándolo y por escurrimiento subterráneo del su flujo, las aguas contaminadas serian vertidas al río Moa, hacia donde drenan las aguas subterráneas de este yacimiento, incrementando la contaminación que ya existe en este río. De tal forma se afectaría aún mas la línea de costa, la Bahía de Moa y Barrera Coralífera, por la dirección de las corrientes marinas en la zona y cercanía a la desembocadura de este río.
- 3- La mayor parte de las colas residuales deberán ser bombeadas desde la industria hasta los depósitos de colas que estarán ubicados a alturas considerables, con el consiguiente incremento en consumo de energía eléctrica (Petróleo) para este bombeo.
- 4- Por la altura de la ubicación de estos depósitos de Colas, en áreas de secado de las colas dentro de los mismos, en superficie se generará una mayor distancia de la contaminación ambiental por el arrastre de polvos residuales desde estos depósitos, en dirección predominante de los vientos.

Otra posible variante de Deposito de Colas lo representa el vertimiento al Océano Atlántico en aguas profundas, mediante emisarios submarinos.

Ventajas: No se contaminará ningún elemento en tierra firme.

Desventajas:

- 1- Se perderán grandes volúmenes de minerales útiles , que para futuras tecnologías de la metalurgia, representarían un yacimiento de Ni, Co y otros elementos.
- 2- Se crearía una anomalía contaminante en el fondo oceánico, cuyas consecuencias son imprevisibles para el hábitat marino, incluyendo las barreras coralíferas y zonas costeras de Cuba en dirección al Occidente del punto de vertimientos de las Colas, donde en la actualidad existen áreas de pesca, playas, etc.



VII. CONCLUSIONES..

- Los objetivos del presente Proyecto de investigación consideran la posible solución a problemáticas que presenta la Industria Ernesto Che Guevara en relación con el vertimiento de colas actual y futuro, mejoramiento del Medio Ambiente en zonas costeras, Bahía de Moa y atmósfera, así como en eficiencia económica necesaria para el perfeccionamiento empresarial y expansión que se desarrollan en esta Industria.
- Los parámetros, Beneficios, Aspectos Negativos y Efectos Económicos de las obras propuestas para estudio han sido definidos por análisis preliminar de datos tomados de diversos informes, cálculos y mapas topográficos escala 1:25 000 y 1: 5 000, por lo que los mismos serán verificados y detallados con los resultados de los estudios y proyectos propuestos a nivel de Estudio de Factibilidad.
- Por balance de los beneficios y aspectos negativos de las obras que se proponen es predominante el Beneficio, tanto por el impacto ambiental que pueden producir , como por el efecto económico que las mismas generaran y que puede superar los $20 * 10^6$ pesos en el primer año a partir de la construcción del embalse de colas y Presa propuestas (por reducción de viales para deposición de escombros, en transporte mineral y explotación de mineral no considerado a explotar en franja de protección actual del río Yagrumaje dentro del perímetro del embalse de colas propuesto), así como con la generación de energía eléctrica con variantes propuestas (Hasta 583 Kw). Posteriormente el efecto económico se mantendría por generación de energía eléctrica en unos $3,8 * 10^6$ de pesos anualmente.
- Los estudios que se proponen en Recomendaciones son suficientes para caracterizar a nivel de Estudio de Factibilidad las condiciones ambientales, geológicas y tectónicas del área de estudio, también la posibilidad constructiva, dimensiones de las obras propuestas y racionalidad de las mismas.
- Tanto el costo de los estudios propuestos que se proponen en las Recomendaciones como de la construcción de las obras que resulten factibles por resultados de esos estudios podrán ser amortizados en corto plazo (menos de 5 años), en función del efecto económico que producirá.
- De las otras posibles variantes existentes y brevemente analizadas en este trabajo, ninguna reúne las características racionales necesarias para poder ser seleccionadas como puntos o áreas para construcción de Depósitos de Colas o de vertimiento de las mismas, por las afectaciones ambientales que producirán, comparativamente muy superiores a las que producirá la variante propuesta en este trabajo.

IX. RECOMENDACIONES.

Ejecutar un estudio integral del territorio de estudio y de las áreas con ubicación de las obras propuestas para establecer en Etapa de Factibilidad Constructiva los aspectos que para esa etapa se requieren con vistas a establecer la garantía y la sustentabilidad de las obras propuestas.



Los Estudios que se recomiendan y el costo aproximado de los mismos son los siguientes:

- 1- Estudio Ambiental
 - 2- Estudio Geológico.
 - 3- Estudio Geofísico.
 - 4- Estudio Ingeniero Geológico.
 - 5- Estudio Hidrológico.
 - 6- Proyecto en etapa de factibilidad de las obras.
 - 7- Estudio Hidroeconomico.
 - 8- Estudio Hidroenergético.
 - 9- Estudio de Afectaciones.
- El área de estudio es de 30 Km².

COSTO DE LOS ESTUDIOS PROPUESTOS

(VALORES APROXIMADOS)

Estudios Básicos del Área Total (20 km²)

Estudios	Valor Total (pesos)
Estudio Ambiental	10 000,00
Estudio Geológico-tectónico	20 000,00
Estudio Geofísico	9 000,00
Materiales y otros insumos	4 000,00
Total	43 000,00

Estudios Propuestos Por Obras (Valores Totales-Pesos)

Estudios	Presa de Cola Propuesta	Presa de Agua Propuesta
Ingeniería Geológica	38 000,00	45 000,00
Geofísica	4 306,00	4 890,00
Hidrología	3 000,00	5 000,00
*Proyectos	30 000,00	35 000,00
Estudio Ambiental	3 000,00	4 500,00
Dirección , Asistencia Técnica y Otros Gastos	14 000,00	22 000,00
Total en Obras	92 306, 00	116 390,00

Valor Total de los Estudios Propuestos (Pesos): 251 696,00

***Proyectos, Incluye: Estudios Hidroeconómicos, Hidroenergéticos y de Afectaciones.**

BIBLIOGRAFÍA CONSULTADA.

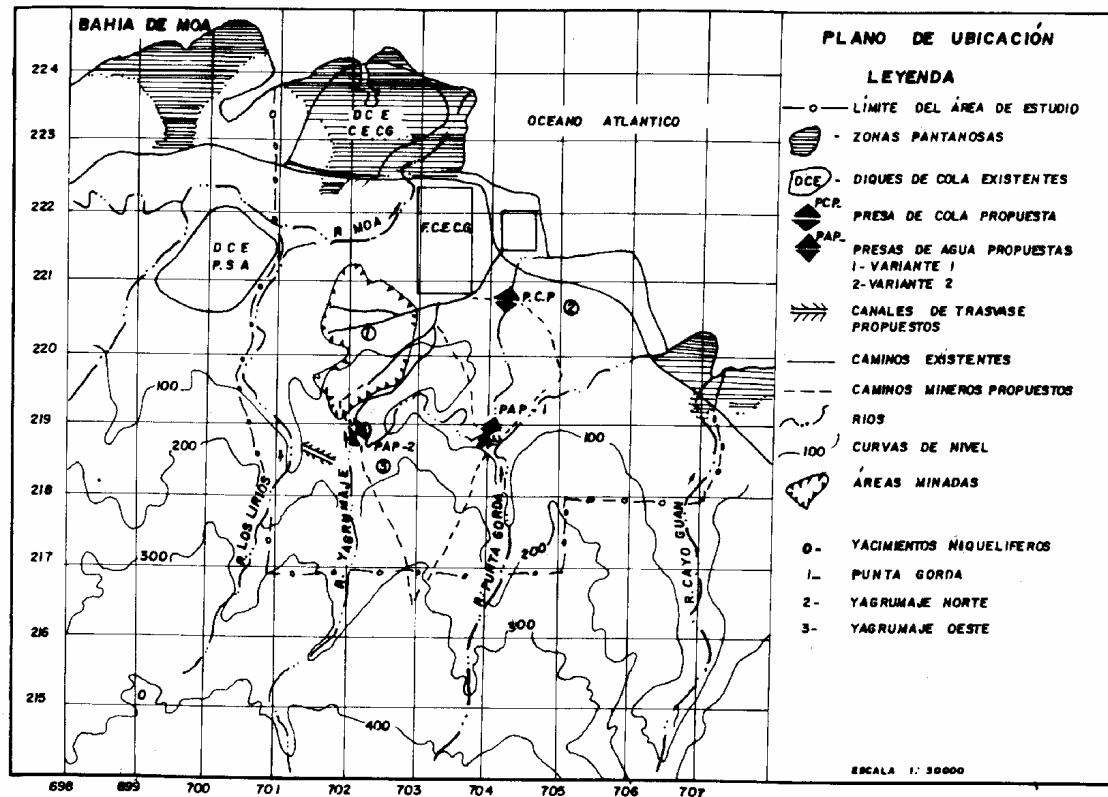
1. Almaguer Y., 2004. Interpretación de las propiedades físico-mecánicas de las lateritas, I Moa, ISMM.
2. Almaguer Y., 2004. Estudio de los riesgos por movimientos de masas en los taludes y laderas en el territorio de Moa, Moa, ISMM.
3. Blanco J. L; E. Llorent , 2004. Investigaciones ingeniero geológicas e hidrogeológicas de la Base Minera Punta Gorda, Holguín, INRH.
4. De Miguel F. , 2004. Informe conclusivo sobre: Las investigaciones ingeniero Geológicas e hidrogeológicas de la Base Minera Punta Gorda. Moa, Moa.



5. De Miguel C. 2002. Proyecto Hidrogeología Yacimiento Punta Gorda (Programa General de Trabajos Hidrogeológicos). Moa, ISMM.
6. De Miguel C. 1998. Informe Hidrogeológico para la Argumentación del Proyecto Ejecutivo de Drenaje en el Yacimiento Punta Gorda de la Industria Ernesto Che Guevara, Moa, ISMM.
7. Guardado, LC,R. 1998. Ingeniería Geológica Yacimiento Punta Gorda. Moa, ISMM.
8. Madruga, E.R.; Fernández, A. E.; Ledón N.D., 1990, Mini, Micro y Pequeñas Centrales Hidroeléctricas, La Habana. CNE.



PLANO I. MAPA DE UBICACIÓN DE LAS OBRAS PROPUESTAS.





INTERRELACIÓN SiO_2 , SÍLICE LIBRE Y MINERALIZACIÓN NIQUELÍFERA EN EL DEPÓSITO DE LATERITAS SAN FELIPE, CAMAGÜEY.

MSc. Rubén B. González Pontón⁽¹⁾, MSc. Alfonso Chang Rodríguez⁽¹⁾, Ing. Rey Ravelo Lescaille⁽¹⁾, Ing. Alfredo Rodríguez Catalá⁽¹⁾, Ing. Reynel Lugo Aragón⁽¹⁾, Ing. Alfredo González Hernández⁽¹⁾, Ing. Dania Rubante Martín⁽¹⁾, Ing. Eligio Eymil Romero⁽¹⁾, Ing. Victoria González Pacheco⁽¹⁾, Téc. Ricardo Sánchez Figueredo⁽¹⁾.

⁽¹⁾Empresa Geominera Camagüey, Carretera Central Este, Km 5½. Camagüey, Cuba. CP 70600. E-mail: rubengp@geomineracmg.co.cu

RESUMEN

En las menas niquelíferas del yacimiento laterítico San Felipe, el MgO y el cuarzo son componentes nocivos por razones tecnológicas. El estudio de la distribución de la sílice libre permitirá el beneficio separándola mecánicamente. El cuarzo que se manifiesta en forma de marshalita, ópalo y calcedonia, en agregados finos, fragmentos pequeños y bloques fue definido como sílice libre. Se distribuye arealmente en el depósito de forma irregular. Se consideró una envolvente de la mineralización con un cut off de 0.8 % de Ni, así como otra envolvente de alto grado para $\text{Ni} \geq 1.2\%$, implicando una relación sílice libre versus mineralización que fue objeto de estudio.

Existen grandes concentraciones de sílice libre en los bordes y en las partes centrales de la meseta. Los mayores contenidos promedios se manifiestan dentro de la zona del Sin MgO. Su presencia en las partes profundas del perfil está controlada por elementos tectónicos. Se revelaron los sectores más enriquecidos en sílice libre dentro de las áreas de prospección y exploración. Los contenidos promedios de SiO_2 aumentan en las zonas de Bajo y Medio MgO debido a la formación de minerales arcillosos silicatados. Los sectores enriquecidos en SiO_2 total $\geq 55\%$ se presentan en un mapa.

La posible procedencia de la sílice libre es explicada por: erosión de antiguas zonas de silicificación de las serpentinitas; desintegración de concentraciones relacionadas con drenaje de las aguas subterráneas y con zonas de fracturas, así como precipitación en condiciones prolongadas de lagunas y pantanos.

ABSTRACT

In the nickeliferous ores of the laterite deposit San Felipe, the MgO and the quartz are noxious components for technological reasons. The study of the distribution of the free silica will allow the beneficiation separating it mechanically. The quartz that is manifested in marshalita variety, opal and chalcedony, in fine grains, small fragments and blocks was defined as free silica. It is distributed in the areas of the deposit in an irregular way. It was considered a mineralized envelop with a 0.8% Ni cut off, as well as another envelop of high grade for $\text{Ni} \geq 1.2\%$, implying a relationship free silica versus mineralization that was study object.

Big concentrations of free silica exist in the borders and in the central parts of the plateau. The biggest averages of content are manifested inside the zone of Without MgO. Its presence in the deep parts of the profile is controlled by tectonic elements. The sectors more enriched in free silica were revealed inside the prospecting and exploration areas. The average contents of SiO_2 increase in the zones of Low and Medium MgO due to the formation of clay silicate minerals. The sectors enriched in total $\text{SiO}_2 \geq 55\%$ are presented in a map.

The possible origin of the free silica is explained by: erosion of ancient areas of silicified serpentines; disintegration of free silica concentrations related with drainage of the ground water and with fracture zones, as well as precipitation in lingering conditions of lagoons and swamps.



INTRODUCCIÓN

A partir de 1998 y durante más de cuatro años la Asociación Económica Internacional San Felipe Mining realizó trabajos de prospección y exploración para níquel en la corteza de intemperismo ferro-niquelífera de la Meseta San Felipe, ubicada a 30 Km al NE de la ciudad de Camagüey. Anteriormente se habían realizado los trabajos de levantamiento geológico complejo 1: 250 000 y 1:50 000 por las Academias de Ciencias de Cuba y Bulgaria así como por la Brigada Conjunta Cubano-alemana respectivamente. El geólogo alemán A. Zimmerman destacó la perspectividad de las lateritas camagüeyanas como resultado de las búsquedas acompañantes que incluyeron la perforación de pozos. En 1994 la compañía Western Mining tuvo como objetivo estudiar los contenidos de los metales principales, el quimismo y la mineralogía en base a la perforación de cuatro pozos adicionales.

La Meseta presenta un relieve ligeramente ondulado con algunas colinas que alcanzan cotas algo superiores a 200 m. en su porción oriental. El área que ella ocupa supera los 35 Km². La temperatura en los meses de verano oscila entre 30-35 grados Celsius mientras que en invierno disminuye a 15-25 grados. La precipitación media anual es de 1400-1800 mm. En el período lluvioso de Mayo a Octubre alcanza del 76 al 82 % de la media anual. El régimen lluvioso se caracteriza por intensas precipitaciones, alta evaporación, alto régimen de humedecimiento y repetibilidad de sequías del 20-60 %. La red hidrográfica está poco desarrollada sobre todo en la parte Este de la Meseta. Hacia el Oeste donde las cotas son menores existen algunos arroyos intermitentes y hacia las partes Central y Noroeste se encuentran zonas bajas o pantanosas. El nivel de las aguas subterráneas se determinó entre 1 y 3 m. dentro de la Meseta y de 3 a 5 m. de profundidad fuera de ella. Los suelos que predominan son de tipo ferrítico púrpura, ferralítico de color amarillo – rojo laterizado y lixiviado. La vegetación autóctona se conserva en gran medida hacia el NW, mientras que el resto de la Meseta está cubierta por vegetación secundaria: bosques, matorrales y vegetación herbácea. La vegetación cultural está representada por plantaciones forestales de latifolias y coníferas que están parcialmente en explotación.

Geológicamente la Meseta representa un relicto de la corteza de intemperismo de las ofiolitas de Camagüey, que se ubica dentro del Complejo Peridotítico. Las variedades de roca que lo constituyen son harzburgitas, en menor cuantía lherzolitas y dunitas, con escasos diques de gabro, serpentinizadas en diferente grado. Las rocas del basamento de la corteza de intemperismo no revelan diferencias apreciables en su composición. No se han revelado sectores de desarrollo de dunitas ni gabros.

En la masa minera niquelífera participan varios componentes minerales, que en dependencia de la tecnología a utilizar para su procesamiento en la planta de beneficio, se pueden clasificar como perjudiciales. Tal es el caso del MgO que se caracteriza por contenidos más altos en correspondencia con la composición mineralógica y la yacencia más profunda del cuerpo mineral en comparación con otros yacimientos cubanos. Además, existe una distribución anómala de sílice libre, que sin dudas deberá ser estudiada hasta definir las posibilidades tecnológicas de su separación.

MATERIALES Y MÉTODOS

Durante el estadio de prospección se estableció una red de perforación de pozos de 500x200 m. para cubrir toda la meseta, que permitió revelar las áreas más perspectivas. Posteriormente esa red se densificó hasta 100x100 m. durante la exploración. El metraje sobrepasó los 38 000 m, distribuidos en más de 1700 pozos que generaron unas 37 000 muestras analizadas por ICP



para 7 componentes. Las observaciones de campo a través de las documentaciones del testigo de la perforación, pozos criollos y el Minipit originaron gran cantidad de información que constituyó el material principal utilizado para estas investigaciones. Se creó una Base de Datos en soporte digital.

Los métodos utilizados consistieron en la interpretación de los datos geológicos, geofísicos e hidrogeológicos, realización de innumerables consultas de la Base de Datos en ACCESS y GEMCOM, elaboración de múltiples mapas en diferentes variantes y gráficos. Se realizaron cálculos matemáticos y se utilizaron los métodos estadísticos.

RESULTADOS

Previamente a la exposición de los resultados referentes al objetivo del trabajo, es necesario explicar el comportamiento del MgO.

En el yacimiento se han separado varias zonas por tipos de MgO debido a que este es uno de los componentes químicos principales dentro del perfil y se vincula genéticamente con las menas de este tipo. Además sufre restricciones de sus contenidos con vistas a los procesos tecnológicos de extracción de Ni. Las zonas por tipos de MgO en dependencia de su contenido, se relacionan en sentido vertical de arriba hacia abajo:

Sin MgO. (< 2.0 % MgO).

Bajo MgO. (2.0 – 7.99 % MgO).

Medio MgO. (7.99 – 23.99 % MgO).

Alto MgO. (24.00-29.99 % MgO).

Roca Fresca (>30.0 % MgO).

Es indispensable, además, hacer referencia al Perfil Geológico generalizado para la Corteza de Intemperismo de San Felipe (Ver figura No.1.), el cual se logró consolidar gracias a la interpretación de las documentaciones del testigo de la perforación y de los otros datos de campo.

En San Felipe predomina la zonalidad litológica de un perfil completo de intemperismo con sus litotipos correspondientes: dos inestructurales y cuatro estructurales. Esto confirma que existieron condiciones propicias para su génesis tales como: constitución mineralógica adecuada de la roca madre, microclima con régimen de intensas precipitaciones y altas temperaturas, conservación de una meseta con características geomorfológicas favorables tales como suave inclinación de sus pendientes. La actividad tectónica propició entre otras cosas en un inicio el desarrollo de los procesos de laterización por el alto grado de agrietamiento. En etapas posteriores a consecuencia de movimientos verticales condujo a una fuerte erosión no sólo en los límites de la actual meseta, sino también en amplias áreas del Complejo Ofiolítico. Las lateritas redepositadas sobre la Sierra de Cubitas y áreas aledañas al Norte atestiguan sobre ese evento, así como los materiales transportados y redepositados en los límites de la Cuenca Magantilla. Es evidente que en el desarrollo de la Corteza de Intemperismo hubo entonces actividad tectónica vital que produjo cambios en la estructura interna de la meseta y que finalmente propició su conservación como un relicto. Por este motivo hubo fluctuaciones del nivel freático respecto a la superficie de la meseta, cambiando la dinámica del flujo de las aguas subterráneas. Esta es la causa fundamental por la cual surgieron los perfiles incompletos de intemperismo que presentan solamente los dos litotipos de los ocreos no texturales correspondientes al nivel superior.



Prof. prom	Tipos de MgO.	Perfil Geológico.			Horizontes.	Minerales principales.
			Gráfico.	Descriptivo.		
0 m.	Sin MgO 0.0 – 1.99 % MgO	ESCOMBRO	==\==\== * * * * V V V V	Suelo. Ocre no texturales con perdigones y bloques de coraza.	LIMONITAS	> Goethita. > Hematita. Óxidos de Mn. Arcillas ricas en Al.
7 m.						
8 m.	Bajo MgO 2.0 – 7.99 % MgO	Z.T.	V Nt V	Ocres texturales limoníticos.	SAPROLITAS	>> Limonita. << Nontronita.
17m.		ZONA MINERAL	V V V Nt V V	Ocres texturales nontroníticos.		< Nontronita. < Talco. < Cloritas. < Micas. <div>Aumentan con la profundidad.</div>
21m.			Sp Nt Nt Nt SpNt	Nontronitas y serpentinitas nontronitizadas.		>> Nontronita. > Cloritas. > Talco. > Micas. <div>Aumentan con la profundidad.</div>
23m.	Alto MgO 24.0-29.99 % MgO	Z.T.	SpNt / Sp / Sp	Serpentinatas nontronitizadas y serpentinitas lixivadas.		Serpentina Nontronitizada. Bastitas.
	ROCA FRESCA ≥ 30.0 MgO	BASE	Sp Sp Sp Sp Sp Sp	Ultramafitas serpentinizadas.	ROCA MADRE.	Olivino serpentizado. Piroxenos bastitizados. Plagioclasa alterada.

Figura 1. Perfil Geológico generalizado para la Corteza de Intemperismo en San Felipe. Léase Z.T: Zona de Transición.

Desde las primeras investigaciones realizadas en la Meseta San Felipe, el comportamiento de la distribución del cuarzo llamó la atención de los geólogos, en primer lugar por su abundancia y en segundo lugar por las dificultades que ocasionaba a los trabajos de perforación. Paralelamente existió preocupación por los efectos que pudiera causar durante el proceso tecnológico de beneficio.

El Equipo de geólogos de San Felipe Mining consideró necesario establecer los siguientes criterios: El cuarzo que se manifiesta en forma de marshalita, ópalo y calcedonia en agregados finos, fragmentos pequeños, medianos y grandes, que en ocasiones conforman bloques, fue definido como sílice libre. La SiO₂ total obtenida como resultado de los análisis de laboratorio es la suma de la sílice libre y la SiO₂ que constituye los minerales silicatados.

Se estipuló cuantificar la cantidad de sílice libre en las muestras durante la documentación del testigo de la perforación por apreciación del geólogo. Se produjeron algunos errores en la determinación ya que la sílice libre no debía ser mayor que la SiO₂ total determinada por el



Laboratorio. Los resultados del laboratorio y de la cuantificación de la sílice libre se trataron estadísticamente. El equipo de geólogos delimitó tres zonas principales de la distribución espacial de la sílice libre dentro del Perfil de la Corteza de Intemperismo:

1. Zona superior, del Sin MgO; aparecen abundantes fragmentos de cuarzo de diferente tamaño, a veces redondeados, dentro de los ocre no texturales limoníticos, representados por ópalo y calcedonia de diversos colores, generalmente amarillo parduzco y rojizo con dendritas de manganeso en ocasiones. Frecuentemente se manifiestan rellenando grietas. En algunas ocasiones conforman bloques sueltos con dimensiones que varían desde pocos centímetros hasta varios metros. La marshalita se observa en agregados finos que aparece a veces en pseudo estratificaciones dentro de los ocre. Es curiosa la existencia de un tipo de marshalita que presenta aspecto tubular, que se origina alrededor de las raíces de los árboles como resultado de la nutrición de los mismos.
2. Zona Media (Bajo MgO y Medio MgO). La sílice libre se presenta dentro de los ocre texturales limoníticos y de los ocre texturales nontroníticos en forma de fragmentos angulosos de pequeño tamaño que pocas veces superan los primeros centímetros y que se enmascaran en el material arcilloso. Esencialmente se representan por marshalita, ópalos y calcedonias marshalitizadas de tonalidades verdosas, a veces amarillentas cuando están algo oxidadas.
3. Zona inferior (Alto MgO). La sílice libre en el Alto MgO y en las rocas frescas del basamento se manifiesta en vetillas finas que rellenan las grietas de las serpentinitas y ultrabasitas. Está representada principalmente por ópalos de colores verdosos, a veces blanco y también aparece calcedonia sustituyendo pseudomórficamente los minerales de serpentina. Estas rocas afloran en algunos lugares al noroeste de la meseta donde la erosión ha expuesto el basamento de la corteza de intemperismo.

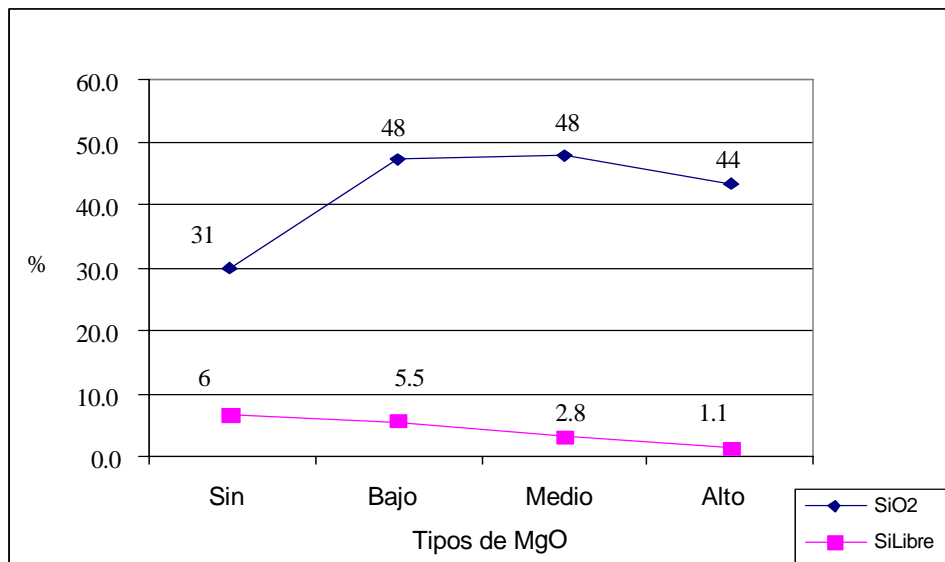


Figura 2. Comparación de la SiO₂ y la sílice libre en el Perfil de la Corteza de Intemperismo.



Estadísticamente se determinaron sus contenidos promedios para las diferentes zonas del MgO. Obsérvese que el contenido de la sílice libre es superior en el Sin MgO, mientras que el contenido promedio de la SiO₂ alcanza sus valores superiores dentro del Bajo y Medio MgO.

Siempre en los gráficos scatter de SiO₂ versus MgO para determinadas áreas o para el depósito en general, se observa que existen campos de muestras muy poblados para el Sin MgO con altos contenidos de SiO₂, lo que corrobora el predominio de la misma en esa zona y también explica que por los problemas de la recuperación de la perforación en zonas de alta sílice libre se pierde un poco de MgO.

En base a los datos obtenidos por la documentación de los pozos de perforación se determinó el contenido promedio de la sílice libre por áreas según los tipos de MgO. Ver Tabla 1.

Tabla I. Contenido promedio de la sílice libre por áreas, según los tipos de MgO.

Tipos de MgO	Contenido promedio de sílice libre por áreas. (%).					
	CW	NW	E	SE	NE1	NE2
Sin MgO	8.3	9.2	6.0	5.3	5.5	3.3
Bajo MgO	8.2	5.5	5.8	5.0	4.7	2.0
Medio MgO	3.4	2.3	3.2	2.8	2.3	0.9
Alto MgO	1.3	1.3	1.3	1.2	0.9	0.2

La mayor acumulación de sílice libre se localiza espacialmente en la parte central de la meseta y en el extremo noroeste, áreas CW y NW respectivamente, en redes de prospección 500x200 m. Los sectores más enriquecidos dentro de estas áreas se ubican principalmente hacia los lugares más bajos del relieve (menos de 138 m. sobre el nivel medio del mar para el NW y menos de 167 m. para el CW) acumulándose preferentemente en la zona del Sin MgO. En orden decreciente le siguen las áreas E, SE y NE1 en fase de exploración, en red de 100x100 m. Dentro de estas áreas que se localizan en los bordes de la Meseta, los sectores más enriquecidos ocupan las partes más elevadas del relieve (más de 168 m. sobre el nivel del mar), con tendencia de mayor acumulación de sílice libre en la zona del Bajo MgO; por ejemplo en el área E.

Se ha observado que existe coincidencia entre los lugares más bajos dentro de la Meseta (parcialmente áreas CW y NW) y el régimen lagunar o de pantano. Con referencia a eso cabe señalar que en el mapa de hidroisohipsas se observa el posible flujo de las aguas subterráneas dentro de la Meseta con un rumbo hacia esos lugares. Quizás este hecho favoreció el surgimiento de concentraciones de sílice libre, de la misma manera que sucede la descarga del manto freático hacia los bordes de la Meseta, aprovechando las grietas tectónicas que penetran a niveles más profundos. Por eso en el primer caso las acumulaciones de sílice libre se manifiestan fundamentalmente dentro del Sin MgO y en el segundo caso dentro del Bajo MgO. El desarrollo de arcillas smectíticas pudo controlar de alguna manera la acumulación de agua y originar los pantanos y lagunas referidas.

El flujo de aguas subterráneas a través de sistemas de grietas provoca, principalmente en los bordes de la Meseta un empobrecimiento de la ley del mineral, debido a la acumulación de sílice libre, y un enriquecimiento en Fe, por lo que se les ha denominado Zonas de Oxidación. Estas zonas aparecen muy dispersas por toda la meseta, sin una regularidad determinada. En las áreas prioritarias de alto grado E, SE y NE1 se manifiestan con una tendencia hacia los lugares de descarga del manto freático. Dentro de la envolvente mineral para Ni 0.8 % existen zonas muy oxidadas que constituyen intercalaciones estériles con potencias que oscilan entre 1



y 3 m. aproximadamente. Por lo general estas zonas presentan abundante sílice libre (más del 30 %) y no muestran ninguna correlación con la red actual de perforación de 100x100m.

Se elaboró un mapa de sectores enriquecidos en sílice total ≥ 55 % (Ver figura 3). Para su confección se tomaron todos los pozos de perforación que presentan un intervalo por lo menos de 3 m. de potencia que cumplan esa condición.

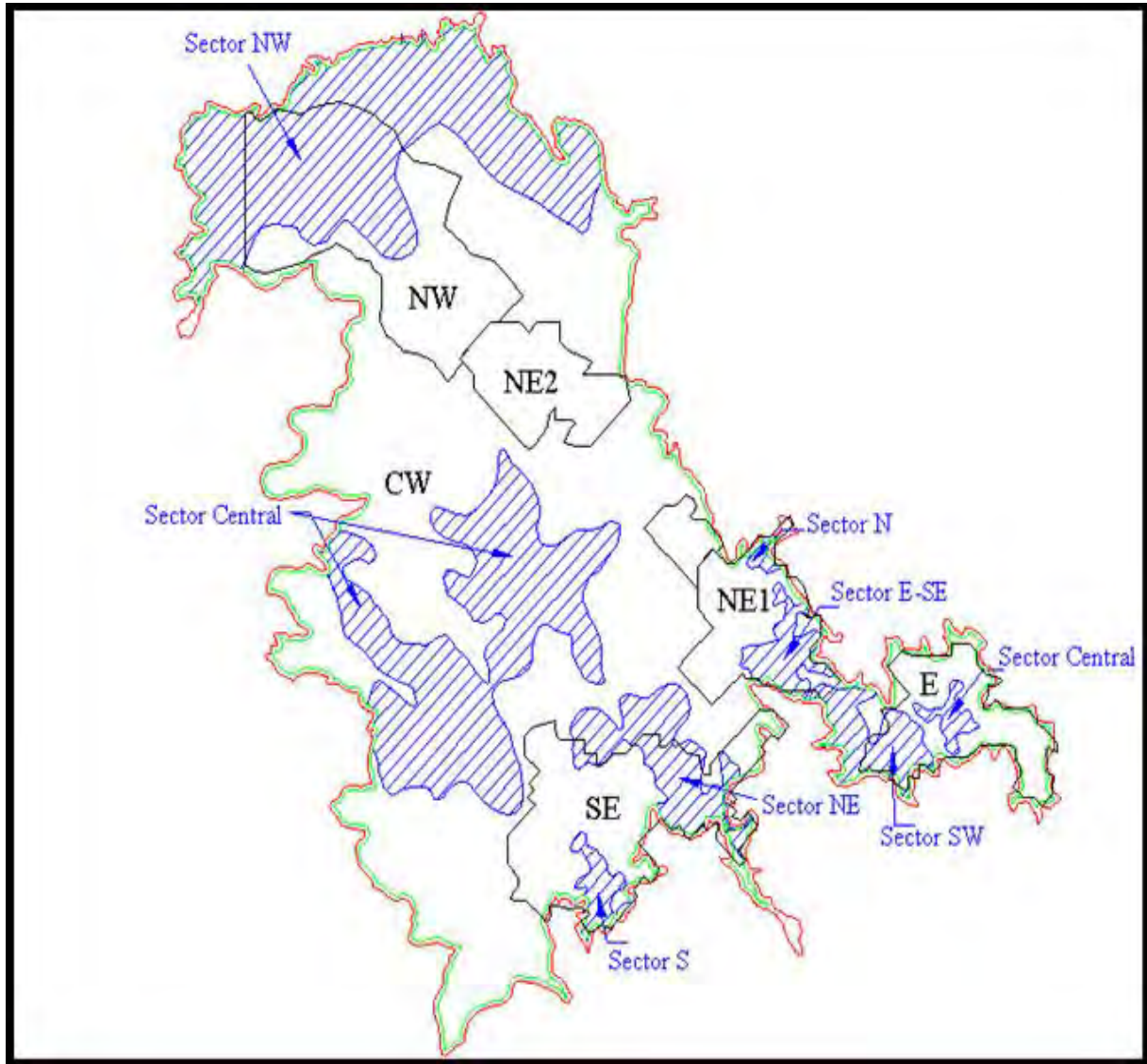


Figura 3. Mapa de sectores en San Felipe enriquecidos en sílice total ≥ 55 %.

En el mapa se observa que los sectores más extensos se localizan en la parte central de la meseta así como en el noroeste y el resto se ubica en su periferia hacia el Este y Sureste. Los resultados del citado mapa confirmaron las observaciones de campo. Comparando las posibles tendencias de la configuración de estos sectores con los sistemas tectónicos principales se puede asumir que existe cierta congruencia con el sistema cubano, así como con el sistema Camagüey y con el sistema Banao.



Se calcularon los contenidos promedios de sílice libre y de los componentes químicos para la envolvente mineral $Ni \geq 0.8 \%$ y para la envolvente de alto grado $Ni \geq 1.2 \%$. En las áreas más enriquecidas para la envolvente de alto grado (áreas Este, Sureste y Noreste 1) se hallan sectores con alta acumulación de sílice libre principalmente dentro del Bajo MgO (con tenores superiores a 1.6% de Ni) la cual es posible separar mecánicamente durante el beneficio. Otras características importantes de estos sectores son los contenidos relativamente bajos de Al_2O_3 debido a que presentan escasos diques de gabro y contenidos de Fe por debajo del promedio para el área.

DISCUSIÓN

Según Golightly J. P. se distinguen tres series típicas del desarrollo del perfil laterítico. En San Felipe se manifiestan todas con ligeras diferencias. En ellas se expone además la posible génesis de la sílice libre. Ver figura 4.

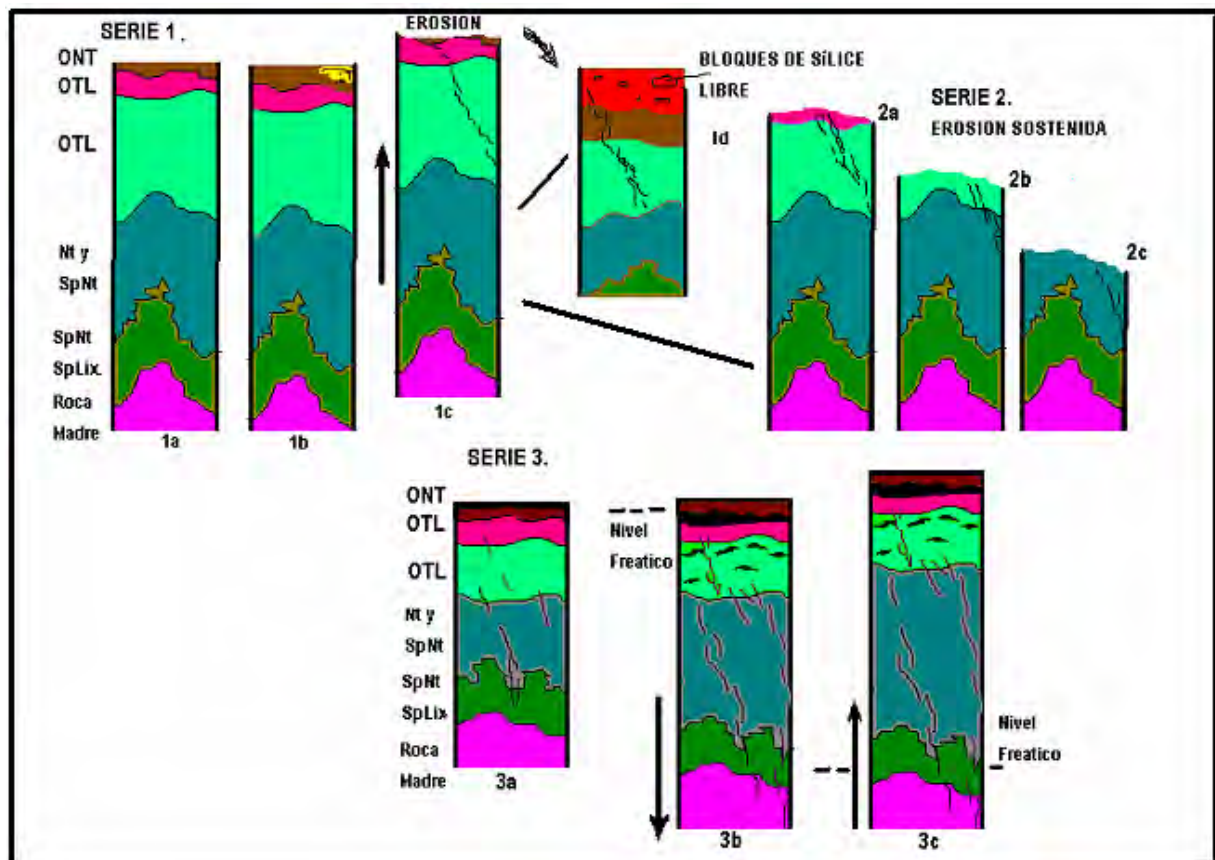


Figura 4. Series propuestas para el desarrollo del perfil en San Felipe en relación con la génesis de la sílice libre. Modificado de Golightly J. P., 1981.

La primera serie se trata de una zona elevada con un nivel freático profundo donde la lixiviación supera la erosión y conlleva al desarrollo de un potente horizonte de saprolita. En los casos cuando la lixiviación alcanza las aguas subterráneas surge entonces la zona nontronítica. Se incrementa la sílice libre relacionada con zonas de fracturación tectónica (1c). Los agentes erosivos actúan sobre todo en los bloques que se levantan y provocan la denudación parcial



(1c) de los Ocreos No Texturales. Este material se transporta y es acumulado en localidades de relieve más bajo, quizá sobre bloques tectónicos hundidos, dando lugar a lateritas redepositadas que contienen fragmentos y bloques de sílice libre (1d).

A partir de la situación de 1c pudieron ocurrir elevaciones locales con la consecuente pérdida de los horizontes como se muestra en 2a, 2b, 2c. Por supuesto la sílice libre se acumuló en las pendientes y bordes de la Meseta. La serie 2 tuvo un desarrollo igual a la 1 pero la erosión es sostenida, baja el nivel freático y ocurre la transportación de los horizontes limoníticos y saprolíticos como se muestra en 2a, 2b y 2c. Por supuesto la sílice libre se acumuló en las pendientes y bordes de la Meseta. Ha ocurrido hasta entonces un enriquecimiento en Ni de las partes inferiores de las saprolitas.

La tercera serie tal como señala Golightly J. P., tiene lugar en el interior de la meseta San Felipe con niveles freáticos muy cerca de la superficie (3a), donde el desarrollo de la saprolita está frenado por el traslado lateral de Ni, Co y Fe, surgiendo abundante sílice libre debido a valores bajos del pH (3b). Si el nivel freático desciende es posible que continúe la lixiviación dando lugar a una zona de enriquecimiento en Ni (3c). Este tipo de perfil se observa también en los bordes de la meseta, quizás por el avance de la erosión del talud de la meseta hasta las zonas que inicialmente estaban en el interior de la misma.

CONCLUSIONES

El comportamiento de la SiO_2 total está determinado por la cantidad de sílice libre presente.

Los contenidos promedios más altos de SiO_2 se determinaron dentro de las zonas de Bajo y Medio MgO debido a la presencia de minerales silicatados arcillosos.

Los mayores contenidos de sílice libre se manifiestan dentro de las zonas de Sin MgO.

La mayor acumulación de sílice libre se localiza espacialmente en la parte central de la meseta y en el extremo noroeste, áreas CW y NW respectivamente, así como en los bordes de la misma.

La concentración de sílice libre en el yacimiento se debe a:

Traslado y acumulación hacia zonas bajas y pendientes de fragmentos y bloques erosionados.

Surgimiento de ópalos y calcedonias en sistemas de fracturas tectónicas y en lugares de descarga del manto freático.

Precipitación en condiciones prolongadas de lagunas y pantanos.

BIBLIOGRAFÍA

De la Torre, A. y otros. 1988. "Informe sobre los resultados del levantamiento geológico complejo del polígono Camagüey. Búsquedas acompañantes." La Habana. Tomos VI, VII, VIII. O.N.R.M.

Golightly, J. 1981. Nickeliferous Latirte Deposits. Economic Geology. 75 Anniversary Volume. (Canada): 710-735.

Tchounev D.; Iturralde Vincent M. y otros. 1981. "Informe sobre las investigaciones y resultados del levantamiento geológico a escala 1 : 250 000 en el territorio de Ciego-Camagüey-Las Tunas." Academia de Ciencias de Cuba y Academia de Ciencias de Bulgaria. O.N.R.M.



EVALUACIÓN DE LOS MINERALES PORTADORES DE NIQUEL EN ULTRABASITAS DEL PENIPLANO CAMAGÜEY Y COMPARACIÓN CON DEPOSITOS DEL MACISO MOA-BARACOA

**Ileana Cabrera Díaz ⁽¹⁾, José A. Alonso ⁽¹⁾, Joelis Rodríguez Hernández ⁽¹⁾,
Enrique Torres ⁽²⁾, Antonio Águila ⁽¹⁾, Teresa León ⁽¹⁾**

**(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica. Carretera Varona #12028
Km 1 ½, Capdevila, Boyeros, Ciudad de La Habana, Cuba, e-mail: cipimm@ip.minbas.cu
(2) CIMAV, México E-mail enrique.torres@cimav.edu.mx**

RESUMEN:

En este trabajo se exponen las formas y métodos de caracterización de las Fases Arcillosas que forman parte de la composición mineralógica de las cortezas de intemperismo ferroniquelíferas que se desarrollan sobre rocas ultrabásicas del Peniplano Camagüey del yacimiento 'San Felipe' y su comparación con los depósitos niquelíferos del macizo Moa-Baracoa que alimentan las platas Comandante Pedro Soto Alba y Ernesto Che Guevara, con el objetivo de ampliar los conocimientos de las principales asociaciones mineralógicas del Ni mediante las diversas técnicas instrumentales y métodos analítico lo cual permitió establecer un procedimiento integral para la caracterización detallada acerca de las formas de existencia del níquel su estrecha vinculación con los diferentes tipos de arcillas Smectíticas y Férricas por ser donde existe mayor concentración del mineral útil, así como de otros elementos que aporten información y puedan ser evaluados para garantizar la Calidad de los resultados. Toda la investigación se basó en la combinación de una serie de métodos analíticos y técnicas instrumentales.

Los resultados que se obtienen demuestran que las principales fases portadoras de Ni en los diferentes depósitos lo constituyen las arcillas Smectíticas (Nontronita y Montmorillonita) en los depósitos de San Felipe y las arcillas ricas en hierro en los depósitos de Moa, de ahí la importancia de su estudio, los residuos obtenidos de las diferentes caracterizaciones químicas y por DRX nos demuestran que los mismos no presentan en su composición contenidos significativos de Ni, y son fundamentalmente cuarzo y sílice libre para los residuos de San Felipe, y serpentina, cromita y cuarzo para los residuos de Moa, y en ambos predominan el material amorfo como fase mayoritaria.

Como aspecto relevante se detecta en el yacimiento San Felipe el mineral Erniequelita, fase portadora de Mn – Ni y la Trevorita; Una espinela Fe – Ni muy semejante a la magnetita, mientras que los depósitos de Moa son las arcillas férricas ricas en nepuita (análoga a la serpentina), Garnierita y Revdinskita.

ABSTRACT

Forms and methods for mineralogical characterization of clays phases from ferronickeliferous gossans are exposed at the present work. The ore bodies are hosted on ultrabasic rocks in "San Felipe" location, province of Camagüey. There is given a comparison between San Felipe ore deposit with the nickeliferous deposits from the Moa-Baracoa massif. The comparison was made with the objective of enlarge the knowledge of the main mineralogic associations presented. The results were obtained by means of diverse instrumental techniques and analytical methods, which allowed to establish an integral procedure for the detailed characterization about the forms of existence of nickel mineralogy and their narrow linking with the different types of clays minerals (Smectites and Ferric clays). The whole investigation was based on the combination of a series of analytical methods and instrumental techniques.



The obtained results demonstrate that the main Ni and Co ore phases (Nontronite and nontmorillonite) are Smectites clays in "San Felipe" ore deposit and ferric clays in Moa ore deposits. Those results demonstrate the importance of their study. Some studies of residuals materials obtained from the different chemical characterizations and X rays diffraction analysis were carry out. They demonstrate that there aren't significant presence of Ni in their composition, and also that they are fundamentally composed by quartz and free silica for the residuals of "San Felipe", and serpentine, chromite and quartz for the residuals of Moa, and in both cases prevail the amorphous material as majority phase.

As excellent aspect it is detected in the location "San Felipe", the mineral Ernieiquelite, a Mn and Ni phase and the Trevorite; a Fe and Ni spinel very similar to magnetite. The deposits of Moa show the presence of ferric clays: Nepuite, Garnierite and Revdinskite.

INTRODUCCIÓN

La industria del níquel es una de las principales fuentes de riquezas de Cuba y los depósitos de lateritas niquelíferas son su más importante recurso mineral. Cuba cuenta con amplias reservas de Ni en cortezas de intemperismo lateríticas que se localizan en varios depósitos del macizo oriental Moa – Baracoa. En la actualidad existen en el país tres plantas metalúrgicas activas, dos con tecnología carbonato – amoniacal (proceso Caron) plantas Rene Ramos Latur, y Ernesto Ghé Guevara y la planta Pedro Soto Alba con tecnología de lixiviación ácida a presión (HPAL) que se ubican al Norte de la provincia de Holguín.

Las características de la mineralización arcillosa niquelífera en los minerales de corteza de intemperismo laterítica varían de un depósito a otro y son muy heterogéneas, por lo que muchos casos los análisis químicos no son suficientes para la caracterización de las menas.

Por lo tanto, los estudios de Mineralogía Analítica que se proponen realizar son importantes por dos razones fundamentales:

- 1 – En los estudios anteriores realizados en el museo de Londres por Herrington en 1998 en las menas de "San Felipe", no se puntualizaron los contenidos de Ni y Co en las fases arcillosas del yacimiento.
- 2 – Los depósitos ferroniquelíferos cubanos del macizo Moa – Baracoa presentan características geológicas y mineralógicas diferentes a los del Peniplano Camagüey, de modo que las experiencias tecnológicas acumuladas en las plantas metalúrgicas cubanas no son enteramente aplicables al mismo.

El objetivo general del proyecto consiste en determinar la composición sustancial y las principales fases portadoras de Ni en muestras tecnológicas de cortezas de intemperismo del yacimiento "San Felipe" ampliar y comparar con los resultados de los depósitos del macizo Moa-Baracoa mediante todo el complejo de métodos analíticos y técnicas instrumentales que se emplean en las investigaciones sobre Mineralogía Tecnológica.

Por otra parte los objetivos específicos del trabajo son:

- Determinar la composición química de los elementos mayoritarios que se asocian a las menas en sus diferentes clases granulométricas, con el objeto de conocer la distribución del níquel, cobalto y sus elementos acompañantes en ellas.
- Analizar las principales fases mineralógicas portadoras de níquel en muestras tecnológicas del depósito mediante el empleo de métodos convencionales del Análisis Mineralógico (Mineralogía Óptica) y de fases, Difracción de rayos – X,



Análisis Térmico y Microscopía Electrónica de Barrido con el empleo de la Espectrometría Dispersiva de rayos – X.

MATERIALES Y MÉTODOS

Toma de muestras tecnológicas.

Sobre la selección de las muestras las mismas se tomaron de aquellas recibidas en el CIPIMM para estudio de tecnología con contenidos bajos de Mg y que constituyen el mayor volumen de capa productiva mineral (tipo SF- B4/B, B6, M5/M6, III, IV y V) del yacimiento San Felipe.

Por otra parte se seleccionaron muestras representativas de mineral de alimentación de las plantas Comandante Pedro Soto Alba y Ernesto Che Guevara con el objetivo de realizar un estudio comparativo de las arcillas del macizo Moa – Baracoa y Camaguey Central.

Equipos, ensayos físicos, métodos analíticos y condiciones experimentales seleccionadas.

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 α 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°(2 θ). Todos los registros se hacen según variante intermitente (punto a punto), paso angular: 0.1°, 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, α -Al₂O₃ calcinada como material de referencia, atmósfera del horno: aire; sensibilidad de los canales: ATD: 250 μ V, TG: 500 μ 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°C / min, temperatura máxima alcanzada: 1000°C.

El Análisis Termogravimétrico (TG) cuantitativo se realiza mediante la construcción de una curva de calibración y la preparación previa de diluciones de la arcilla nontronítica (fracción enriquecida, 85 % mineral) en una matriz de cuarzo en contenidos de 6.25, 12.5, 25, 50 y 75 % un peso del mineral arcilloso.

Los contenidos de arcilla esmectítica del tipo montmorillonita se calculan mediante la pérdida del agua hidroxílica (estructural) del mineral en el intervalo de 500 y 550 °C utilizando la ecuación de regresión propuesta por Alonso y Vega (1990) y esta misma ecuación es utilizada en el calculo de la serpentina, la Goethita por la ecuación que plantea González y col. (1984), Los contenidos de arcilla nontronítica se calculan a partir de la expresión propuesta por Alonso y Rodríguez – Hernández (2001)



Por último la arcilla del tipo clorita se calcula de forma semicuantitativa a partir de la termoreacción del mineral hidratado y la correspondiente pérdida de peso que se asocia al agua estructural del mineral, cuyo factor térmico de cálculo es de 7.7, en el entorno de temperatura cercano a los 580°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 CIPIIMM 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 y minerográficas se determinaron a través de secciones delgadas y pulidas confeccionadas en el CIPIIMM 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 cálculo 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 de cabeza de los diferentes depósitos en estudio donde se puede observar los contenidos de níquel que oscilan entre 1,15 y 1,69% su relación con los demás elementos y las fases mineralógicas presente en cada depósito ejemplo de esto vemos los altos contenidos de SiO₂ de las muestras de San Felipe los cuales se asocian fundamentalmente a silicatos de composición silicio-férrica en este caso las esmectitas del tipo Nontronita y a los contenidos de sílice amorfa (ópalo, calcedonia, marshalita) según criterios de Formell(2003).



Tabla I - Resultados de la caracterización química de las muestras de cabeza.

Identificación	Elementos de Interés							
	Ni	Co	Fe	SiO ₂	MgO	Al ₂ O ₃	Cr	Mn
B4 + B5	1.15	0.06	22.79	44.36	2.97	4.01	1.06	0.43
B6	1.63	0.052	21.7	54.2	6.66	3.55	0.72	0.3
M5 / M6	1.69	0.035	15.0	47.0	13.67	3.01	0.86	0.26
S.F. III	1.55	0.060	17.44	45.90	4.27	2.7	1.02	0.41
S.F. IV	1.67	0.045	22.09	43.03	5.68	2.31	1.09	0.48
S.F.V	1.47	0.047	24.89	48.66	2.64	2.79	0.97	0.65
Pedro S	1.10	0.086	60.88	3.92	0.23	11.56	2.08	0.77
Ché G	1.14	0.093	46.90	11.20	7.02	7.65	0.56	0.88

La Tabla II y III representan la caracterización química en la fracción -0.074 mm y fracción arcillosa (2 μ) de las diferentes muestras estudiadas.

Tabla II - Resultados de la caracterización química de las fracciones - 0.074mm de las diferentes muestras.

Identificación	Elementos de interés							
	Ni	Co	Fe	SiO ₂	MgO	Al ₂ O ₃	Cr	Mn
B4 + B5	1.42	0.04	19.19	41.92	3.39	3.10	0.72	0.33
B6	1.31	0.05	18.66	46.50	3.26	2.99	0.48	0.2
M5 / M6	0.96	-	9.32	23.95	3.63	1.72	0.28	0.14
S.F. III	1.56	0.10	21.02	42.15	4.45	2.99	0.76	0.1
S.F. IV	2.11	0.046	18.25	45.05	4.86	4.12	2.0	0.37
S. F. V	1.84	0.05	25.42	43.40	2.77	3.51	1.17	0.50
Pedro S	0.98	0.074	62.30	1.43	0.44	10.97	2.84	6.77
Ché G	1.38	0.070	56.77	3.04	3.95	8.83	2.25	0.81



Tabla III - Resultados de la caracterización química de las fracciones 2 μm de las diferentes muestras seleccionadas.

Elementos de interés								
Procedimiento DCMPT – 09 – 001(Fundición con metaborato)								
Identificación	Ni	Co	Fe	SiO ₂	MgO	Al ₂ O ₃	Cr	Mn
A.F. III	1.56	0.050	30.53	44.90	4.80	2.96	0.69	0.29
A.F. IV	2.06	0.033	24.85	47.75	4.42	3.96	1.17	0.27
Pedro S	0.87	0.059	65.83	3.55	0.04	8.52	1.17	0.51
A.Ché G	1.21	0.055	62.32	7.45	4.12	7.15	1.42	0.57
Procedimiento DCMPT – 06 – 119 (Método ácido)								
A.S.F. III	1.70	0.053	30.24	-	5.92	-	-	0.35
A.S.F. IV	2.07	0.034	25.62	-	5.49	-	-	0.62
A.Pedro S	0.92	0.060	59.17	-	0.49	-	-	0.65
A.Ché G	1.28	0.056	56.38	-	0.98	-	-	0.35

Como se puede observar en las tablas de la caracterización química de la fracción -0.074 mm y $2\mu\text{m}$ la concentración de Ni aumenta y la SiO₂ se mantiene en las muestras de San Felipe esto es debido a que se concentra los minerales Smectíticos principales portadores de estos elementos, mientras que en las muestras de Moa los elementos Fe es el que aumenta su concentración por ser las principales fase presentes la Goethita y demás óxidos e hidróxidos de Fe.

Difractometría de Rayos X

Resultado del análisis mineralógico por Difracción de RX:

Las muestra B4/5, B6, M5/6, San Felipe III y IV están compuestas fundamentalmente por Serpentina, Smectita, Magnetita, Trevorita, Hematita, Goethita y Cuarzo, se detecta además en menor proporción óxidos de manganeso y un mineral del grupo de las Cloritas, mientras que las muestras de Moa estan compuestas fundamentalmente por Goethita, magnetita, Hematita, Gibbsita y cuarzo, observándose en los difragtogramas de las figura 1, 2 y Anexo 1.

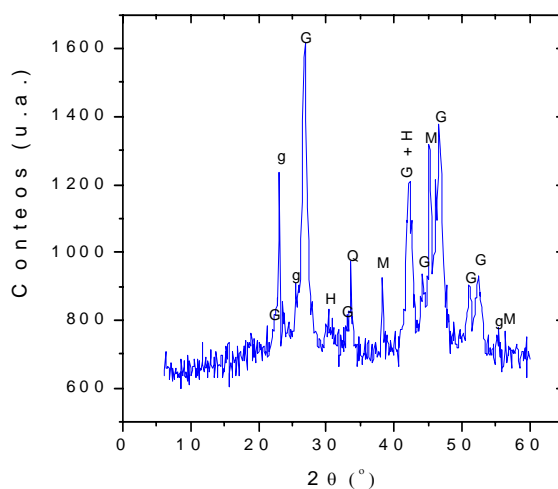


Figura 1. Moa; G- Goethita, M- Magnetita, g- Gibbsite, H- Hematita, Q- Cuarzo

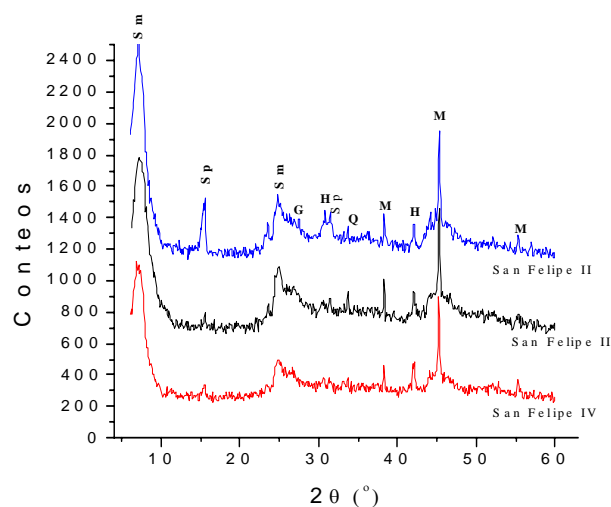


Figura 2: San Felipe.- Serpentina, Smectita, Magnetita, Trevorita, Hematita, Goethita y Cuarzo

Posteriormente se profundizó en la caracterización del mineral de manganeso. Con tal propósito se separó de la fracción gruesa de la muestra SF IV un mineral de color negro con inclusiones de óxidos de hierro el cual presenta el siguiente patrón de RX (ver tabla IV y figura 3).



Tabla IV - Valores de DRX reportados por Grice J. para el mineral Ernieniquelita

# PDF 46-1476 Ernieniquelita $\text{NiMn}_3\text{O}_7 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$		
d (Å)	2θ (°)	I/I ₀
6.8400	16.272	100
4.0100	27.939	20
3.4400	32.688	10
2.7480	41.252	10
2.5330	44.936	10
2.4420	46.707	10
2.3940	47.701	10
2.2190	51.729	30
1.8840	61.836	20
1.7750	66.099	10
1.5750	75.848	20

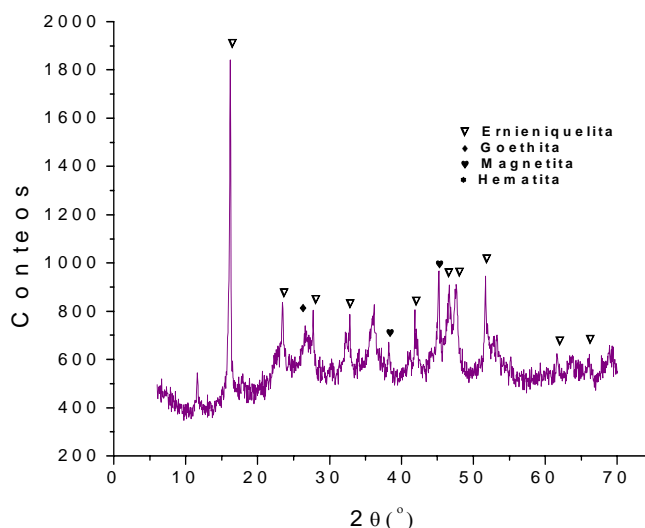


Figura 3. Patrón de difracción de rayos X de la fracción gruesa en la muestra SF-IV.

Como se puede observar en la figura 3, el patrón de difracción de Rayos X para la fracción gruesa de la muestra "San Felipe" IV, está constituido fundamentalmente por el mineral Ernieniquelita $\text{NiMn}_3\text{O}_7 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$ (# PDF 46-1476), además de presentar magnetita o trevorita, goethita, hematita y una fase de Mn semejante a la Todorokita; por lo que dicha muestra no es un monomineral, hecho que explica el fuerte entrecrecimiento de los minerales que la constituyen.

El mineral Ernieniquelita fue reportado por primera vez en el mundo por Grice J. y colaboradores (1994) y es en el yacimiento "San Felipe" donde se reporta por primera vez en Cuba.

Por otra parte en la curva ATD se aprecia un exoeffecto cercano a 580°C que se debe a la oxidación del Mn^{4+} de la Ernieniquelita solapado con la oxidación del Fe^{2+} - Fe^{3+} de la Magnetita ver figura 4.

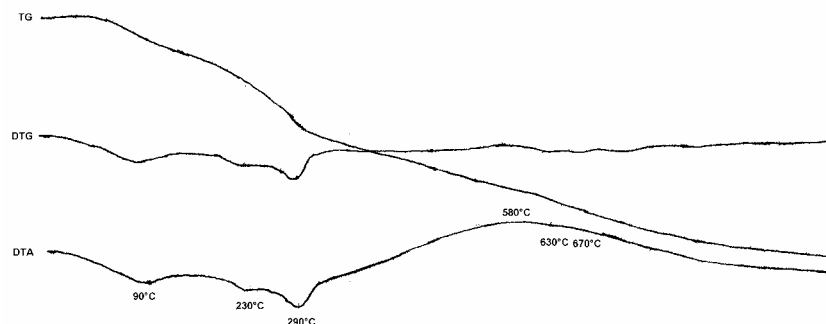


Figura 4. Termograma de la fracción gruesa de la muestra SF-IV donde se observa los efectos de la Ernieniquelita.

Los difragnetogramas de las fracciones – 0.074 mm y 2µm de las muestras estudiadas se comportan como los resultados de las cabezas.

Caracterización termoanalítica.

Los resultados de la evaluación termoanalítica de las muestras de San Felipe presentan las siguientes particularidades según criterios de Ivanova, Mackenzie, y Smykatz-Kloss entre otros.

En los termogramas ATD, DTG y TG de los tipos tecnológicos SF III y IV que corresponden a la muestra de cabeza y la fracción menor de 0.074 mm de la figura 5 (representativas) se observan dos efectos endotérmicos, uno muy intenso a temperatura pico (T_p) de 140 °C que se atribuye a los procesos de pérdida de agua: entre capas, enlazada a iones intercambiables y del agua estructural (T_p 450°C) de las arcillas smectíticas dioctaédricas, aunque en este caso particular se trata del mineral nontronita por la posición del endoeffecto del agua estructural en la curva ATD (18,23, 31). En las muestras se detectan además los pequeños endoeffectos de pérdida de agua estructural de las arcillas smectíticas (montmorillonita rica en iones Fe^{3+}); T_p de 520°C; clorita T_p 580°C y serpentina; T_p 620°C respectivamente. Por último, se aprecia el exoeffecto de la transformación estructural y formación de una nueva fase del mineral a la temperatura de 920 °C característico de ambas esmectitas y un pequeño efecto endotérmico producto de la salida del agua hidroxílica del oxihidróxido, Goethita a la temperatura pico de 300°C. Es importante señalar que en la muestra SF III es donde se observan con mayor intensidad los efectos térmicos de la nontronita lo que indica en este caso mayores contenidos para esta fase y que se acentúan en la fracción menor de 0.074 mm.

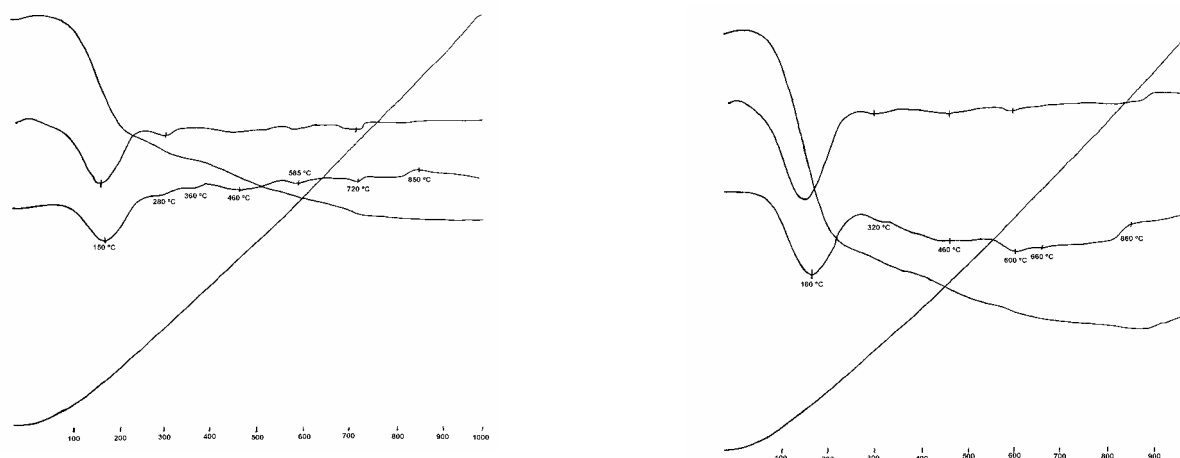


Figura 5. Termogramas de las fracciones -0.074 mm de las muestras de SF III y IV

En los termogramas ATD, DTG y TG de las muestras de Moa que corresponden a la muestra de cabeza y la fracción menor de 0.074 mm de los anexos 2 y 3 (representativas) se observan efectos endotérmicos, no muy intenso a temperatura pico (T_p) de 120 °C que se atribuye a los procesos de pérdida de agua de las Limonitas, T_p de 320 °C; Hidrogoetita, T_p 340 °C Gibbsita, T_p 430 °C magnetita T_p 540 °C montmorillonita y serpentina; T_p 620 °C respectivamente.

Recálculo mineralógico.

Para facilitar el estudio mineralógico fue necesario apoyarnos en un análisis granulométrico vía húmeda ya que por vía seca se demostró que no es posible separar mediante una clasificación directa en los depósitos ninguna fracción, pues existen en las fracciones gruesas una gran cantidad de finos aglomerados con alto contenido de níquel que dan uniformidad al contenido de dicho metal en todas las fracciones, 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, los resultados obtenidos son los siguientes:

Las muestras de San Felipe en general están constituidas por Smectitas (Nontronita y Montmorillonita), Óxidos e hidróxidos de hierro ricos en Trevorita, minerales de Serpentinita, SiO_2 libre, cloritas, otros minerales presentes en pequeñas cantidades son la Moscovita, cromita, óxidos de manganeso con Ernieniquelita los cuales posteriormente fueron identificados por DRX y MEB – EDAX.

Las muestras de Moa están constituidas por Óxidos e hidróxidos de hierro (Hidrogoetita fundamentalmente) según estudios realizados enriquecidas con Nepuita, Garnierita y Revdinskita en su mayor porcentaje, Smectitas (Montmorillonita), Serpentina, Gibbsita, Cuarzo, otros minerales son Clorita Cromita y Óxidos de Manganeso.



Los resultados de la caracterización mineralógica de las 6 muestras tecnológicas y la composición sustancial de los depósitos de San Felipe y las 2 muestras de los depósitos de Moa se muestran en la tabla V.

Tabla V- Composición sustancial mineralógica de las diferentes muestras estudiadas

MINERAL	B4+B5	B6	M5/M6	S.F.III	S.F. IV	S.F. V	PEDRO S	CHÉ. G
Biotita	0.33	0.56	0.00	0.24	0.0	0.00	0.00	0.0
Crisotilo	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	1.22
Cromita	1.34	2.56	2.69	0.54	2.66	1.66	2.08	2.62
Fe concentrado	4.01	0.34	0.00	0.00	0.0	0.00	0.00	0.0
Clorita	3.58	3.65	3.98	0.13	2.28	2.00	0.17	7.02
Gibbsita	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	4.49	4.25
SiO2* libre	18.54	19.99	5.89	15.02	12.05	12.65	3.95	5.95
Limonita**	22.97	14.08	11.63	10.05	7.92	9.83	68.98	45.87
Magnetita	6.26	6.97	3.81	5.27	12.75	8.15	7.74	5.77
Moscovita	0.00	0.00	0.90	0.00	0.35	1.26	0.00	0.44
Smectita	41.04	48.18	38.80	58.58	49.11	50.27	9.02	7.89
Oxidos de Mn	0.69	0.62	0.45	1.95	2.03	1.22	1.03	1.76
Serpentina	1.24	3.08	31.30	8.22	10.85	2.15	2.54	17.21
Total	100.00	100.02	99.45	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

*Opalo, cuarzo y otras formas de Sílice Libre.

** Agregados deleznable de Oxidos e Hidróxidos de hierro y amorfos de Goethita y Hematita

Comentarios sobre los resultados mas significativos de la tabla anterior:

1. El mayor porcentaje de mineral serpentinita se presenta en la muestra San Felipe II (M5/M6) esta es la única muestra estudiada con contenidos medios de Mg.
2. En las muestras de San Felipe predomina los mayores porcentajes de mineral arcilloso del tipo Nontronita mientras que en las muestras de Moa este tipo es bajo predominando las arcillas férricas, estos minerales son los principales portadores de níquel en las menas.
3. En san Felipe los minerales de sílice son ópalo o calcedonia y cuarzo. El ópalo predomina en las fracciones gruesas, en tanto que los cristales de cuarzo son más abundantes en las fracciones finas en esta fracción también se puede observar sílice libre pulverolenta (marchalita) esta es un fino polvo de sílice de color blancuzco amarillento, en las muestras de Moa la Sílice es cuarzo y se encuentra en porcentajes muy bajos (3.95 - 5.95).



4. Los Oxidos de Manganeso son escasos y predominan en la muestra San Felipe IV y son el portador de la espinela de Mn rica en Ni, Ernieniquelita.

Análisis Microestructural.

En las figuras (6 y 7) se presentan las micrografías MEB y MET de las muestras de San Felipe III y IV, donde se aprecian las morfologías o hábitos típicos de las arcillas esmectíticas en forma de partículas xenomórficas con algunos bordes doblados (MEB), placas con tendencia a formar agregados y listones típicos de la arcilla nontronítica Van Olphen H, Fripiat J.J .

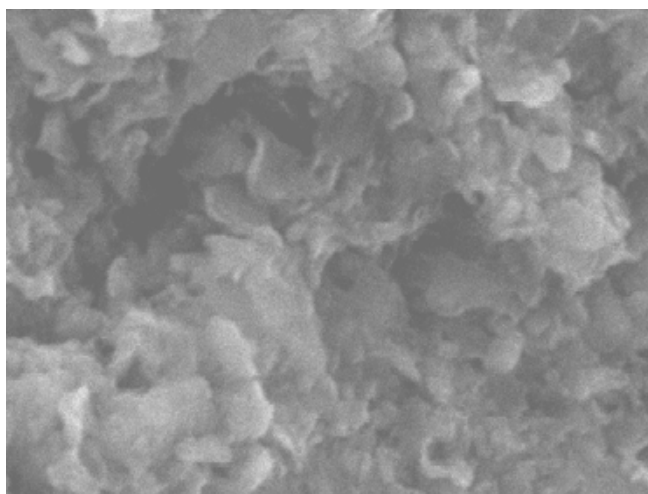


Figura 6. Micrografía de Microscopía Electrónica de Barrido (SEM) de la muestra San Felipe III, donde se aprecian las morfologías o hábitos típicos de las arcillas esmectíticas en forma de partículas xenomórficas con algunos bordes doblados.

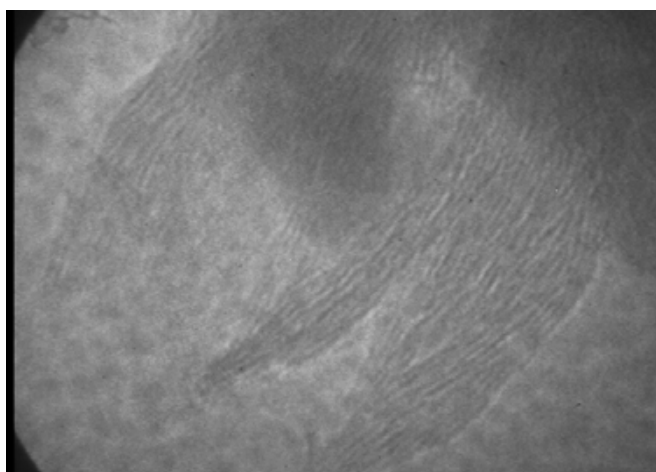


Figura 7. Micrografía de Microscopía Electrónica de Transmisión (TEM) de Nontronita de la muestra San Felipe III, donde se observa las placas con tendencia a formar agregados y listones típicos de la arcilla nontronítica.



Por su parte, los resultados del microanálisis EDAX en la muestra que se identifica como ARC 8 y que corresponde a SF IV, demuestran la presencia de una arcilla del grupo de las esmectitas tipo nontronita dado en la relación Si/Fe (1,26) como plantea Ivanova et.al. (1970) y Nemez (1981). Se destaca en el quimismo de la nontronita de "San Felipe" los bajos contenidos de Al, Mg y un contenido de Ni, que alcanza un valor máximo de 1,62%. En el caso de la arcilla esmectítica montmorillonita el contenido de Ni es del 2,00%.

Se señala como un aspecto relevante que el contenido de Ni en la nontronita del yacimiento "San Felipe" es algo mayor que en minerales del mismo tipo reportados por Buguelskiy (1979) en los yacimientos cubanos de cortezas de intemperismo del norte oriental: "Pinares de Mayarí", "Sol- Líbano" y "Cupey", los cuales oscilan entre 0,90 y 1,30% Ni respectivamente.

Según plantea Ivanova et. Al. (1970) el Fe, Ni, Cr y Mn se pueden encontrar sustituidos isomórficamente en la estructura cristalina por el Mg en la armazón octaédrica del mineral nontronítica, aunque esta afirmación debe ser verificada en nuestras muestras.

El espectro EDAX de la figura 8 corresponde a la fracción enriquecida en el mineral de Mn Ernieniquelita ($\text{NiMn}_3\text{O}_7 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$) reportado por primera vez en Canadá por Grice et. Al. (1994) y que se detectó por DRX en este yacimiento y cuyo difractograma se presenta a continuación.

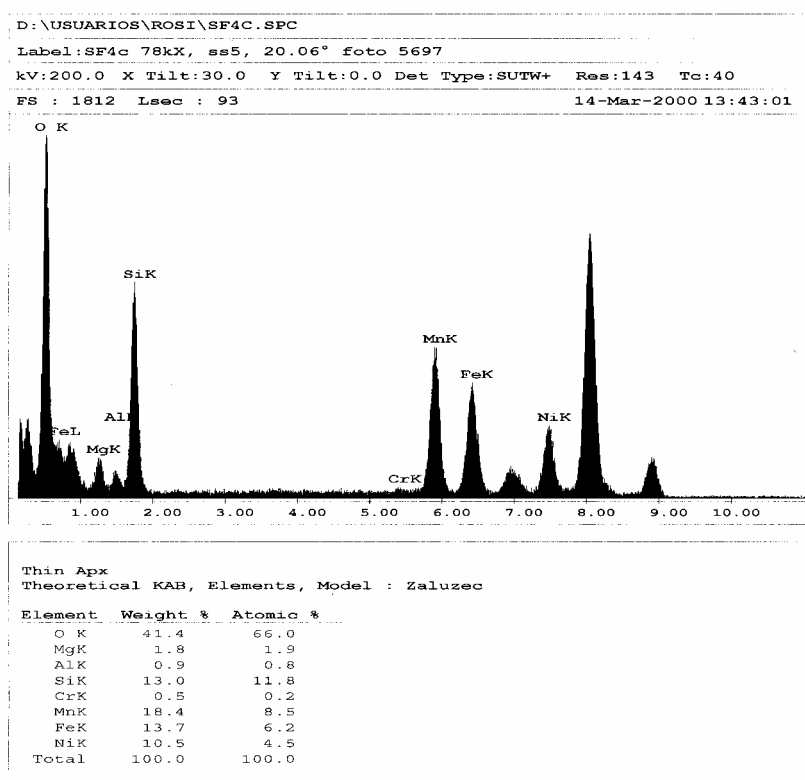


Figura 8. Espectro MEB – EDAX de Ernieniquelita.



Con relación al quimismo de la arcilla nontronítica de “San Felipe” es típico el entrecrecimiento del mineral con los minerales serpentiniticos, óxidos de Fe, cromita, sílice amorfa (ópalo), hecho que se explica por el aumento de los contenidos de Si, Cr y Fe, además por el de Ni debido a la presencia de trevorita (NiFeO_4) según se muestra en la figura 9.

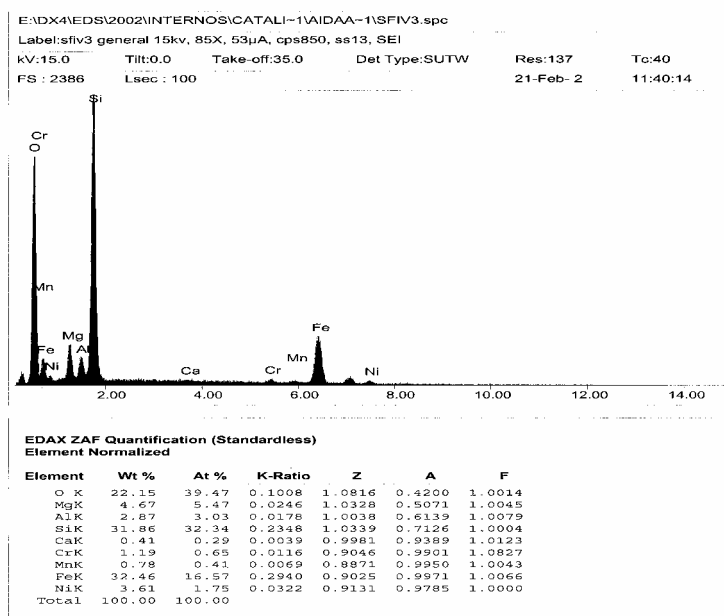


Figura 9. Espectro MEB – EDAX de una partícula con alto grado de interasociación entre la Nontronita y los minerales de Fe, sílice libre, Ernieniquelita y Cromita.

En la Tabla VI se presenta a manera de resumen los resultados obtenidos de la composición química de los principales minerales constituyentes del horizonte menífero principal del yacimiento “San Felipe” que consiste en rocas arcillosas nontronitizadas y serpentinas nontroníticas con espesores que alcanzan los 10 metros y más.

TABLA VI - Composición química MEB-EDAX de los principales materiales y fracciones enriquecidas del horizonte menífero fundamental del yacimiento “San Felipe”.

% en peso												
Mineral	Si	Al	Mg	Fe	Na	Cr	Ni	Mn	Fe/Cr	Si/Fe	Si/Al	Si/Mg
Nontronita	22,77	2,05	3,40	18,05	0,68	0,58	1,62	-	-	1,26	-	-
Oxidos de Fe	0,60	0,58	-	64,07	-	-	2,73	-	-	-	-	-
Ernieniquelita (fracción enriquecida)	13,00	0,9	1,8	13,7	-	0,5	10,5	18,4	-	-	-	-
Montmorillonita (Fe)	25,80	1,7	3,3	17,0	-	0,6	2,0	0,2	-	1,52	-	-
Serpentina	47,0	8,6	32,0	8,0	-	1,8	2,4	-	-	-	-	1,47
Cromita (2) (Fe)	1,42	7,68	3,03	36,4	-	24,83	0,75	-	1,46	-	-	-
Clorita	18,94	21,37	2,68	17,33	-	0,55	2,23	-	-	1,09	-	-



El análisis de los resultados de la tabla anterior indica que las principales fases portadoras de Ni en este tipo de mena arcillosa de "San Felipe" lo constituyen el mineral Erniequelita, óxidos de Fe, serpentina, clorita y nontronita sin embargo, si se consideran los resultados de la composición sustancial y el quimismo (tablas V y I) podemos plantear los porcentajes de distribución del Ni en los diferentes minerales referidos al Ni total del mineral de cabeza (tabla I), considerando el aporte de Ni para cada fase pura y cuyos resultados se presentan en la tabla VII.

Como se observan en los diferentes espectros de MEB – EDAX no se reflejan los contenidos de Co por lo tanto no es posible asociarlo con las fases mineralógicas aunque suponemos que el mismo se presenta en las mismas condiciones que el Ni.

Se debe señalar además que ni el mineral cromítico de Fe ni la sílice amorfa son portadoras de Ni, lo cual coincide con lo reportado en la literatura según criterios de Bugelsky y Farmell (1974) entre otros.

Dado los contenidos de Mg reportados en la tabla I, las muestras de los depósitos de San Felipe corresponden a menas de bajo y medio Mg, siendo la serpentina el mineral que define la clasificación de las mismas.

Tabla VII - Porcentajes de distribución del Ni en los minerales fundamentales del depósito "San Felipe"

LITOLOGIA	MINERAL	% APOORTE Ni
Arcilla nontronítica	Nontronita	58
	Serpentina	14
	Oxidos de Fe	14
	Clorita	5
	Oxidos de Mg	9
Serpentina nontronítica	Nontronita	42
	Serpentina	44
	Oxidos de Fe	6
	Clorita	5
	Oxidos de Mg	3

El análisis de los resultados de la Tabla VII corroboran que la arcilla nontronítica y la serpentina aportan la mayor cantidad de Ni al total del elemento en el mineral de cabeza, por lo tanto, los mayores esfuerzos para establecer una tecnología en estas menas debe concentrarse en el tratamiento de la arcilla nontronítica.

Análisis de Residuos y Colas.

Durante este estudio se seleccionaron 4 muestras representativas de las zonas en estudio San Felipe III por ser la de mas alto contenido de material arcilloso, San Felipe IV por tener alto contenido de Ni y ser la que arroja con mas claridad la asociación óxidos de Mn y Erniequelita y las que alimentan las plantas Cte. Pedro Soto y Ernesto Che Guevara como modelo de comparación con muestras que entran al proceso actualmente.



En la tabla III se presenta la caracterización química de la fracción 2µm donde se observa que los contenidos de Ni de las muestras de San Felipe III y IV aumentan mientras que en las muestras de Moa disminuyen, esto es debido al contenido de mineral Smectítico en la fracción 2µm en cada una de las muestras; San Felipe de 72 –82%, mientras que en las muestras de Moa es de 12 – 16%. Esta caracterización se realizó por dos vías lixiviación ácida y fundición con metaborato obteniéndose resultados aproximados; los residuos obtenidos por la vía de lixiviación ácida se le realizó una caracterización por DRX ver figura 10, los resultados se muestran en la tabla VIII.

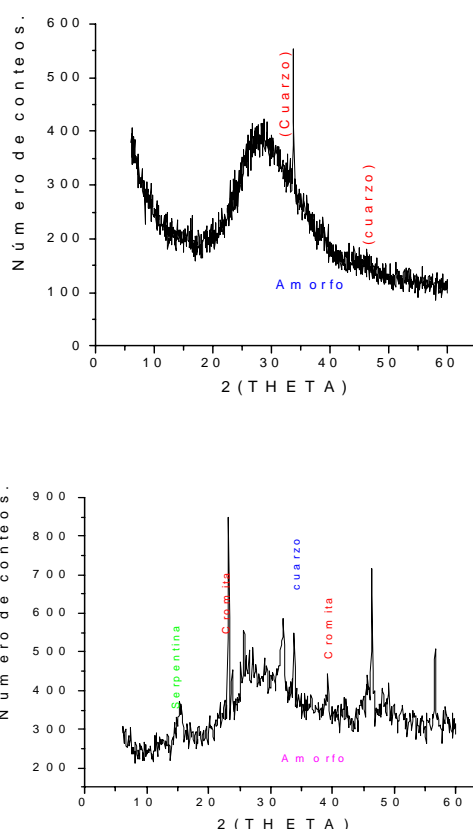


Figura 10. Difractograma de los residuos resultado del tratamiento por vía ácida las muestra de San Felipe (arriba) y Moa (debajo).

Tabla VIII – caracterización por DRX de los residuos obtenidos de la lixiviación ácida.

SAN FELIPE III y IV	MOA
Cuarzo y Sílice amorfa	Cromita, Serpentina Olívinica, Trazas de cuarzo

Estos residuos fueron caracterizados químicamente por el procedimiento de fundición con metaborato y comparados con colas de pruebas de Lixiviación ácida (HPAL) realizadas a San Felipe en el CIPIMM y colas de la planta Ché Guevara y el resultados se muestra en la tabla IX.



Tabla IX – Cuadro comparativo de los residuos de los diferentes procesos.

Residuos	Contenido de NI (%)
San Felipe III	0.031
San Felipe IV	0.06
Pedro Soto Alba (CIPIMM)	0.009
Che Guevera (CIPIMM)	0.007
Cola Che Guevara (planta)	0.49
Prueba de Lixiviación Ácida (CIPIMM)	0.22

En esta tabla queda demostrado que la fracción 2µm es enriquecida en Ni que y a su vez es fácilmente lixiviado por lo tanto se puede considerar que problemas que puedan surgir en el proceso de producción pueden estar relacionado con las fracciones mas gruesa, el muestreo o parámetros de inherentes al proceso en la planta como tal.

CONCLUSIONES.

1. Los minerales predominantes en el yacimiento San Felipe son: alúmina-silicatos del grupo de las smectitas (Nontronita y poca montmorillonita), óxidos de hierro (hematita, goethita, Trevorita), serpentina, clorita, sílice amorfa, cromita y cuarzo ,mientras que en los yacimientos del grupo Moa abundan los óxidos y oxihidróxidos de hierro como fases mayoritarias, con gibbsita, cromita y serpentina como fases acompañantes y ausencia de sílice amorfa, hecho que los diferencia del depósito San Felipe.
2. La composición granulométrica de las muestras se caracteriza por un alto contenido de las fracciones finas (52-76% -0.074 mm) debido al predominio de los minerales arcillosos en su composición, siendo estos los principales portadores de Ni, y debido a esto los mismos se recuperan en las muestras de San Felipe entre un 72 – 82 % en la fracción –0.074 mm, sin embargo en las muestras de Moa su contenido oscila entre un 12 – 16 %.
3. Las fases minerales propias de Ni identificadas en San Felipe fueron: la Trevorita y Erniequelita y se encuentran fundamentalmente como inclusiones dentro la nontronita, óxidos de manganeso, óxidos de hierro y serpentina, mientras que en Moa son la nepuita, garnierita y se encuentran fundamentalmente dentro de las arcillas férricas.
4. Se detectó por primera vez en Cuba el mineral de manganeso Erniequelita, el cual se identificó por DRX.
5. El mineral nontronítico del yacimiento San Felipe contiene 1,62% Ni según resultados MEB-EDAX. Del mismo modo la montmorillonita contiene 2,00% Ni, mineral serpentínico 2,4%, mientras que la clorita férrica contiene 2,23% Ni, los óxidos y oxihidróxidos de Fe 2,73% Ni.
6. Los residuos obtenidos de las diferentes caracterizaciones químicas y por DRX nos demuestran que los mismos no presentan en su composición contenidos significativos de Ni, y son fundamentalmente cuarzo y sílice libre para los residuos de San Felipe, y serpentina, cromita y cuarzo para los residuos de Moa, y en ambos predominan el material amorfo como fase mayoritaria.



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.
- Buguelskiy Y. Y, F. Formell. (1974). "Sobre la velocidad de los procesos de intemperismo de las ultrabasitas en las condiciones climáticas de los trópicos", Corteza de intemperismo, No 14, Edit Nauka, Moscú.
- 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 níquelíferas", 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 ferroníquelíferas de la antiplanicie San Felipe", Informe geológico, Empresa Geominera del Centro (EGMC).
- V3-0.pdf/Análisis of GeochemicalSamples for nickel mineralization. www.genelysis.com.au/services/specific/nickel .
- For alts 2003. Practical aspects of rheology and the applications in nickel. www.rheochem.com.au/documents/rheochempaper



PROBLEMÁTICA DEL ESTUDIO GEOLÓGICO DE LOS PRINCIPALES YACIMIENTOS LATERÍTICOS DE CUBA ORIENTAL

Dr. Waldo Lavaut Copa⁽¹⁾

(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

Como resultado de más de 40 años de investigaciones geológicas y sobre la base del análisis y generalización de los datos de la prospección geológica, trabajos temáticos, tesis de investigación científica y publicaciones, se prepararon los mapas de grado de estudio y los primeros mapas geológicos regionales de las lateritas cubanas, ubicadas en los macizos ofiolíticos de las Sierras de Nipe-Cristal y Moa-Baracoa-Guantánamo (Cuba Oriental), mostrándose el grado de estudio alcanzado y las importantes lagunas a tomar en cuenta frente al avance vertiginoso de la minería y del proyecto de Expansión del Níquel, tales como: extensas áreas con pronósticos de grandes recursos lateríticos (más de 100 millones de toneladas) con muy bajo grado de estudio (Las Iberias, Purial, etc.); deficiente estudio de los yacimientos para el proceso ácido que logra mayor recuperación de Ni+Co de la laterita; demarcado geográfico por asignación de tonelaje de los depósitos minerales; bajo grado de estudio geofísico (Geofísica terrestre y aérea); baja aplicación de los resultados del estudio geológico y mineralógico de la ofiolita cubana y del levantamiento geológico; insuficiente investigación mineralógica y de mineralogía tecnológica; insuficiente evaluación y aprovechamiento de la mineralización acompañante (Cr, Mn, Co, Au, EGP, etc.) y otros. Como conclusión general, se sugiere la necesidad de desarrollar en el país un trabajo cooperado con una dirección centralizada más enérgica frente a la necesidad de la protección de los recursos lateríticos y el cuidado del medio ambiente.

ABSTRACT

To more than 40 years of geologic investigations and on the base of the analysis and generalization of the data of the geologic prospecting, thematic works, thesis of scientific investigation and publications were prepared the maps of the ore prospecting advance and the first regional geologic maps of the Cuban laterites, located in the ophiolitic massif of the Sierra de Nipe-Cristal and Moa-Baracoa-Guantánamo (Eastern Cuba), being shown the degree of reached study and the important lagoons in front of the vertiginous advance of the mining and of the project of Nickel Expansion, such as: extensive areas with prognosticated big lateritic resources (more than 100 million tons) with very low degree of study (Las Iberias, Purial, etc.); insufficient study of the deposits for the acid leaching with the biggest recovery in Ni+Co from laterite; geographical demarcation for assignment of tonnage of the mineral deposits; low degree of geophysical study (terrestrial and air Geophysics); low application of the results of the geologic and mineralogical study of the Cuban ophiolite and of the geological cartography; little mineralogical investigations and the technological mineralogy; insufficient evaluation and use of the accompanying mineralization (Cr, Mn, Co, Au, EGP, etc.) and others. As general conclusion, is suggested of developing in the country of a cooperated work with an energetic central management in front of the necessity of the protection of the lateritic resources and the care of the environment.



INTRODUCCIÓN

El níquel en las lateritas cubanas fue descubierto en 1905 (hace 100 años), siendo tratado como un componente nocivo del mineral de hierro (Bethlehem Cuban Iron Company) hasta 1930 en que la Partners Mines Corporation (1935-38) enfocó a las lateritas cubanas como materia prima para la extracción de níquel. Desde entonces hasta el presente ha sido el níquel el componente principal y eliminador en la evaluación y explotación de los yacimientos lateríticos cubanos.

Sin embargo, las lateritas cubanas constituyen un depósito metalífero policomponente importante con Al, Ti, Fe, Cr, Ni, Co, V, Cu, Zn, Zr, Mn, Nb, Ga, Au, Pt, Pd y otros (Lavaut, W., 1998), la abrumadora mayoría de los cuales permanece aún sin suficiente evaluación geológica y económica. Este es un aspecto señalado por muchos investigadores, pero que prolongadamente permanece siendo aún un campo virgen al conocimiento nacional.

Así, podemos citar varios planteamientos de diferentes épocas que aún permanecen sin una solución definitiva:

1. Cada tonelada de mineral seco de las lateritas cubanas por el contenido teórico de Fe, Ni, Co y Cr posee un valor potencial de \$ US 26 pudiéndose, aprovechar solamente la mitad de esa riqueza por los **procesos metalúrgicos** conocidos (McMillan, W.D.; Davis, N.W., 1955);
2. A los 25 años de historia del Níquel cubano, las menas níquelíferas son **geológicamente, y especialmente en mineralogía y tecnología**, relativamente poco conocidas...Solamente profundizando intensivamente los conocimientos en estas ramas, la industria del Ni resolverá el problema complejo del mineral en bruto de acuerdo con el nivel necesario de los tiempos actuales (Strnad, J., 1968);
3. La **tecnología carbonato-amoniaco está en desventaja** ante el resto de las plantas de tratamiento de menas lateríticas que producen actualmente (Taylor, 1995a), tanto por los bajos niveles de recuperación de Ni y Co como por los elevados costos de producción, en particular en el aspecto energético, por lo que será imposible competir si no se transforma conceptualmente el modo de operar la reducción y la lixiviación para superar las extracciones de 90% y 70% de Ni y Co respectivamente, con un menor costo de producción...La respuesta de los inversionistas ante esta situación ha sido la de no financiar proyectos para construir nuevas plantas con tecnología carbonato-amoniaco en su parte inicial, lo que favorece las de ferroníquel y la ácida a presión en los últimos cinco años (Nirof, 1996; Hellston y Napier, 1998). (Tomado de Chan, A.R., 2000).
4. El **aprovechamiento complejo de las menas lateríticas** y la extracción, además del Ni+Co actual, también de Fe, cromita, alúmina y otras materias primas constituye unas de las serias tareas de la industria de Cuba (Nuñez Jimenez, A.; Guerasimov, I.P. et al., 1970);
5. La política que se sigue ahora de **seleccionar áreas dentro del yacimiento con contenidos de níquel mucho más altos que el contenido promedio** del yacimiento al fin de cuentas conducirá a la irremediable pérdida de una parte considerable del yacimiento, lo que en un futuro no lejano podría conducir a que la planta se encuentre frente a la real amenaza de la falta de base mineral (Ogarkov, V.M., 1970).
6. La República de Cuba posee enormes reservas de menas lateríticas de níquel y cobalto, pero esto no quiere decir que se deban **derrochar** pues un día se



agotarán. Es un deber de los especialistas de la Geología, Minería y Metalurgia hacer que este día se prolongue sin ningún perjuicio para la economía del país. Por último, quisiera subrayar que cuando nos referimos a la necesidad del **cambio de las condiciones de cálculo**, en ningún modo nos referimos al cambio de los procesos tecnológicos o al empeoramiento de los índices económicos de la empresa productora, sino a la utilización más completa y racional del mineral y a la prolongación de la vida de las empresas sin disminuir su rentabilidad (Bíkov A.S., 1980).

Además de este breve recuento, más adelante mostraremos detalles del conocimiento geológico, así como el avance de la prospección geológica y minería de las lateritas, que constituyen una **problemática de primer orden** en el conocimiento y aprovechamiento del significativo tesoro que la Naturaleza cubana nos ha legado, de manera que tengamos clara conciencia de lo que nos queda de este importante recurso no renovable y buscar las vías para **aprovecharlo mejor**.

MATERIALES Y MÉTODOS

El presente trabajo se confeccionó sobre la base de la generalización de la información publicada y de archivo abarcando un período de tiempo equivalente a los **últimos 65 años**, proveniente de las diferentes campañas de prospección geológica, trabajos temáticos investigativos, tesis de grados y publicaciones.

Se utilizó la documentación geológica y los análisis químicos de un total de 580 121 muestras ordinarias recolectadas de 54 847 pozos de perforación a razón de unas 10 muestras/pozo como promedio, así como más de 360 análisis químicos completos, 525 análisis espectrales, 170 determinaciones mineralógicas, 148 análisis granulométricos, descripción de 290 secciones delgadas, 279 análisis del magnetismo del material de las fracciones granulométricas; análisis térmicos, roentgenográficos, espectrofotométricos moleculares, espectrofotométricos de absorción y emisión atómica, microsonda electrónica de minerales.

Los mapas geológicos de la corteza de meteorización presentados se construyeron por la vía del análisis facial litológico según la clasificación desarrollada por el autor (Lavaut, W., 1998, 2004) y representan los **primeros mapas geológicos regionales de las lateritas cubanas**.

RESULTADOS

En el territorio montañoso de Cuba oriental, el 30% de la superficie de los macizos ofiolíticos, considerados porciones alóctonas obducidas de litósfera oceánica con una extensión de más de 170 km, un ancho de 10-12 km, cerca de 1000 m de espesor promedio y con una superficie que supera los 2 700 km², está cubierta eluvialmente por una corteza de meteorización de 10 m de potencia promedio y génesis prolongada (Maestrichtiano-Paleoceno hasta el Reciente), desarrollada en terrenos peniplanizados y de suave pendiente (principalmente 5-15°), con cotas entre +50 hasta +900 m respecto al nivel del mar. Las rocas madres (protolitos) abarcan todas las unidades ofiolíticas: tectonitas matélicas, zona de transición (MTZ) y cumulos, con preponderancia de harzburgitas muy olivínicas (olivino~75%, Fo=90.5-91.5%), y menor difusión de otras variedades (dunita, peridotitas plagioclásicas, wehrlita, piroxenita, lherzolita, gabro,



gabronorita, gabro olivínico, troctolita, gabro leucocrático, anortosita, microgabro, gabro-pegmatita, plagiogranito, anfibolitas, etc.); el grado de serpentinización es variable, generalmente 45-90%. La génesis de las rocas ofiolíticas se asocia a fundidos boniniticos y magmas tholeíticos generados por tasas reducidas de fusión parcial afín con los basaltos de tipo MORB en mantos pocos profundos, o posiblemente de cuenca de back-arc influido por la percolación magmática proveniente de las partes profundas de una zona de subducción. (González, E. et al., 1986; Lavaut, 1998; Proenza et al., 1998; Kovács et al., 1997; Zhou et al., 2001).

En Cuba Nororiental la corteza de intemperismo, independientemente de la altimetría del terreno respecto al nivel del mar, presenta en general una misma estructura litológica zonal: con una hasta seis zonas litológicas que constituyen individualmente variedades de rocas de la meteorización, donde se distinguen dos zonas inestructurales (globulada, terrosa sin evidencias de la fábrica del protolito) y cuatro estructurales (con la conservación de la fábrica del protolito), ubicadas inmediatamente por debajo de las primeras. Según la composición zonal puntual, se establecieron ocho tipos de perfiles litológicos de meteorización (incluyendo tipos incompletos por la falta de alguna zona): a) **lateríticos** inestructurales o estructurales, b) **laterítico-saprolítico** (estructurales), y c) **saprolíticos** (estructurales) sin laterita (Lavaut, 1998), entendiéndose por **laterita** la roca intemperita compuesta por minerales secundarios, esencialmente por oxi-hidróxidos de hierro y aluminio, y algunos otros minerales minoritarios, conteniendo $Fe \geq 40\%$ y $Al_2O_3 < 20\%$ cuando el protolito es ultramáfico; y, más frecuentemente $Fe < 40\%$ y $Al_2O_3 \geq 20\%$, cuando el protolito es máfico o intermedio entre estos. La **saprolita** se compone de no menos de 20% de minerales meteorizables del protolito alterados, su contenido de $Fe < 40\%$. La aplicación de estos criterios permite el **análisis facial litológico** puntual, la interpolación espacial y la obtención de mapas geológicos de las cortezas de intemperismo, según se muestra en las figuras 1 y 2 para la Sierra de Nipe y Moa-Baracoa respectivamente.

Estos mapas revelan regularidades importantes, como es el predominio tanto en la Sierra de Nipe como en Moa-Baracoa de las saprolitas en la periferia de los macizos ofiolíticos y de las lateritas hacia sus partes centrales, condicionado por la estructura neotectónica en bloques de los mismos, lo que permite comprender mejor la génesis de la corteza de meteorización y la utilización práctica de los depósitos minerales (las áreas lateríticas son ricas en Co y pobres en Mg, por lo que deben asimilarse por plantas con esquemas tecnológicos de lixiviación ácida sulfurosa (Pedro Sotto Alba) que permite la máxima extracción de Ni y Co (90 % y 85 % respectivamente), de lo contrario las pérdidas serían considerables debido a una menor recuperación ($Ni = 75-80\%$ y $Co = 45\%$ en el mejor de los casos) por la tecnología carbonato-amoniaco. Por otro lado, las áreas con saprolitas en el perfil son sólo parcialmente asimiladas por el proceso ácido, pero en una determinada proporción de menas lateríticas (LB) y saprolíticas (SB) son ampliamente explotadas en Cuba para el proceso carbonato-amoniaco.

La distribución y grado de continuidad espacial del contenido de níquel correspondiente a esos mismos macizos ofiolíticos se expone en las figuras 3 y 4, considerando como mineral de balance las muestras de lateritas y saprolitas con contenidos de $Ni \geq 0.8\%$ (para lograr mayor alcance en la evaluación). Se observa con claridad el predominio de los depósitos con $Ni = 1-1.3\%$ con importantes discontinuidades internas debido a la existencia de protolitos inadecuados a la acumulación de Ni (peridotitas impregnadas o muy piroxénicas y mafitas), así como perfiles lateríticos inestructurales que tienen un desarrollo relevante en las partes centrales de dichos macizos (Vea figuras 1 y 2). Otra



regularidad del Ni es su mayor acumulación por la periferia de los macizos, así como la existencia de depósitos más ricos en el macizo Moa-Baracoa que en Sierra de Nipe, lo que se explica por una mayor cantidad de saprolita en el corte. Aquí mismo se observan áreas importantes con contenidos de $\text{Ni} > 1.3\%$, por ejemplo en la periferia occidental del yacimiento Camarioca Norte con continuidad en la porción contigua de Camarioca Sur.

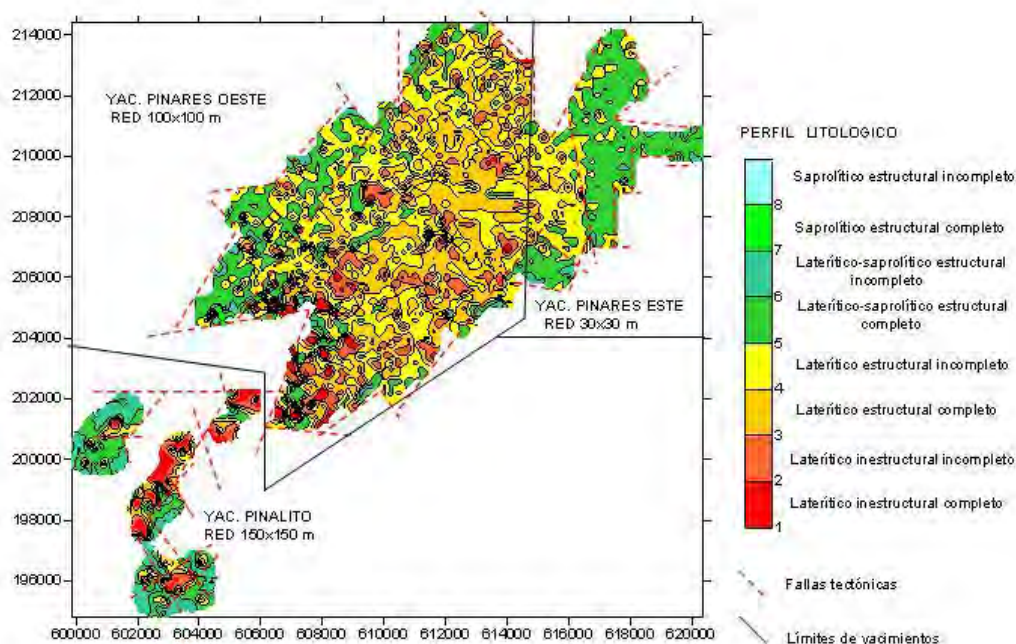


Figura. 1. MAPA GEOLOGICO DE LA CORTEZA DE INTEMPERISMO DEL GRUPO DE YACIMIENTOS "PINARES"

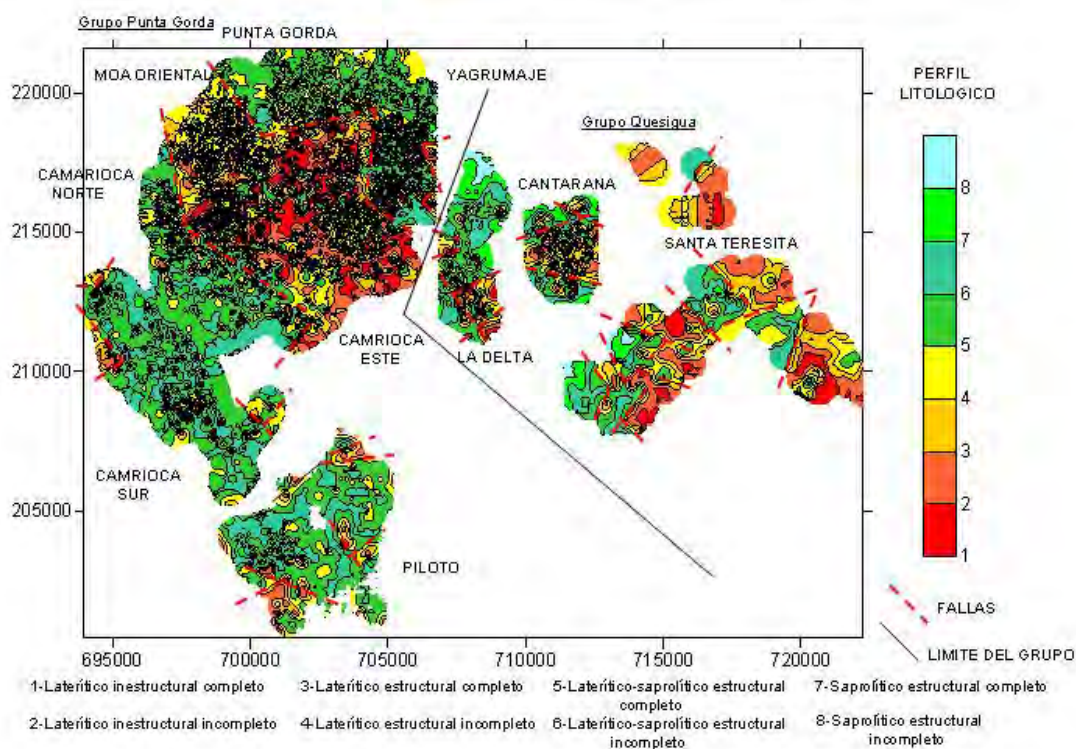


Figura. 2. MAPA GEOLOGICO DE LA CORTEZA DE INTEMPERISMO DE LOS GRUPO DE YACIMIENTOS "PUNTA GORDA" Y "QUESIGUA"

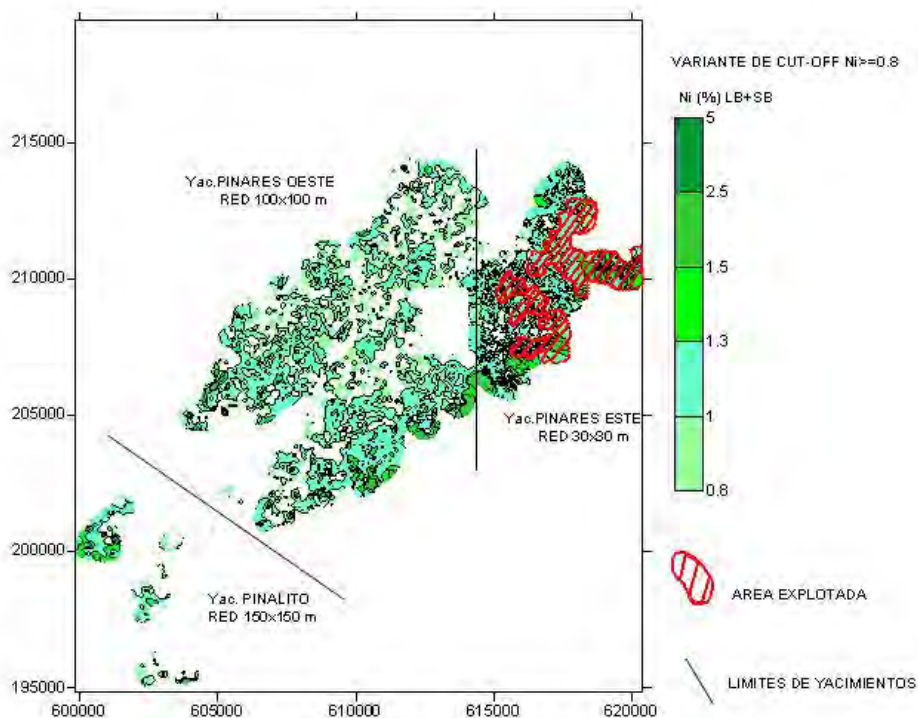


Figura 3. CONTINUIDAD ESPACIAL Y CONTENIDO DE Ni DE LOS DEPOSITOS MINERALES DEL GRUPO PINARES

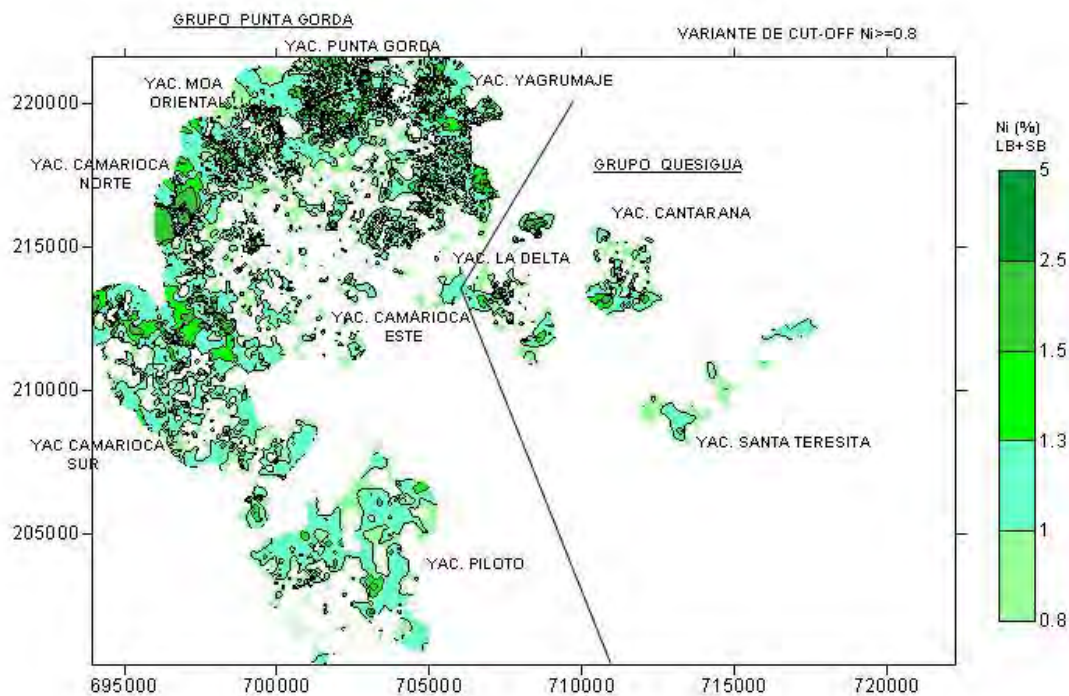


Figura 4. CONTINUIDAD ESPACIAL Y CONTENIDO DE Ni DEL DEPOSITO MINERAL DE LOS GRUPOS PUNTA GORDA Y QUESIGUA



Es una regularidad la coincidencia de lateritas de alto Ni con saprolitas de alto Ni y viceversa, por la existencia de un protolito más olivínico y al preponderante papel que juega el tipo de roca madre en la productividad niquelífera. Se destacan en el bajo contenido de Ni los perfiles lateríticos inestructurales debido a su elevado grado de lixiviación, por ejemplo en Camarioca Este existen 3.37km² con 2.35m de potencia, Fe=45.29%, Ni=0.67 y Co=0.146% promedios de casi 10 millones de toneladas, **muy por debajo de las exigencias actuales para Ni de todas de las plantas procesadoras cubanas.**

En las figuras 5 y 6 con el auxilio de los diagramas ternarios de clasificación y utilizando coordenadas petroquímicas fuertemente discriminatorias para las intemperitas, como son los contenidos de Fe₂O₃, Al₂O₃, SiO₂ y MgO, se exponen los trenes de meteorización para varios yacimientos de Cuba Nororiental, así como para las variedades de rocas madres (protolitos) más frecuentes en los campos minerales de la meteorización de la ofiolita en estas regiones de Cuba.

Como se ve de la figura 5, la formación de los yacimientos siguen diferentes, aunque a veces cercanas, tendencias del proceso de meteorización, caracterizándose cada localidad por líneas propias de evolución, por lo que cada yacimiento se presenta como un ente singular que, aunque guarda semejanzas con los demás, conserva sus individuales propiedades a tomar en cuenta durante su evaluación y asimilación industrial. Estas particularidades se expresan en diferentes niveles de lixiviación de la sílice y el magnesio en la mayoría de sus intemperitas, sobre todo en los niveles saprolíticos del perfil, observándose una mayor uniformidad en la laterita, lo que es extremadamente importante frente a la asimilación industrial de los depósitos minerales.

Así, se puede observar la mayor retención de la sílice en el proceso de formación del yacimiento Pinares de Mayarí (meseta de la Sierra de Nipe) en comparación con Las Camariocas (pedimentos y peniplanizaciones de Las Cuchillas de Moa), mientras que el depósito Montecristo del Grupo La Fangosa mantiene una posición intermedia con fuerte acumulación de la sílice en la laterita mas superficial. Por otro lado, los yacimientos Las Camariocas, Piloto y Punta Gorda presentan trenes de evolución del intemperismo relativamente más cercanos que aquellos otros ubicados en localidades más alejadas con otras condiciones microclimáticas.

En la figura 6 se muestran los trenes promedios de evolución de los protolitos principales a través de las diferentes intemperitas que son generadas durante el proceso de meteorización. Se han señalado con cifras las zonalidades litológicas observadas. Se pueden notar las diferencias en los procesos de meteorización de la ultramafitas (generalmente harzburgitas), mafitas (gabro, diabasa) y variedades intermedias (wehrlita plagioclásica, harzburgita plagioclásica). Se ve como el proceso de meteorización de las ultramafitas ocurre con un fuerte enriquecimiento del contenido de aluminio en la parte final del mismo, mientras en el caso de las rocas con plagioclasa (mafitas y ultramafitas plagioclásicas) este enriquecimiento final es en el contenido de hierro, siendo más intenso en el caso de las ultramafitas plagioclásicas que en las mafitas puras. Asimismo se nota un fuerte crecimiento escalonado en los niveles de concentración del aluminio en las variedades de rocas plagioclásicas, lo que es muy importante tomar en cuenta por su derivación en minerales arcillosos (caolinita, halloysita, monmorillonita, hidrocloritas) primero y en considerables concentraciones de gibbsita luego, que constituyen fuertes contaminantes de la masa mineral.



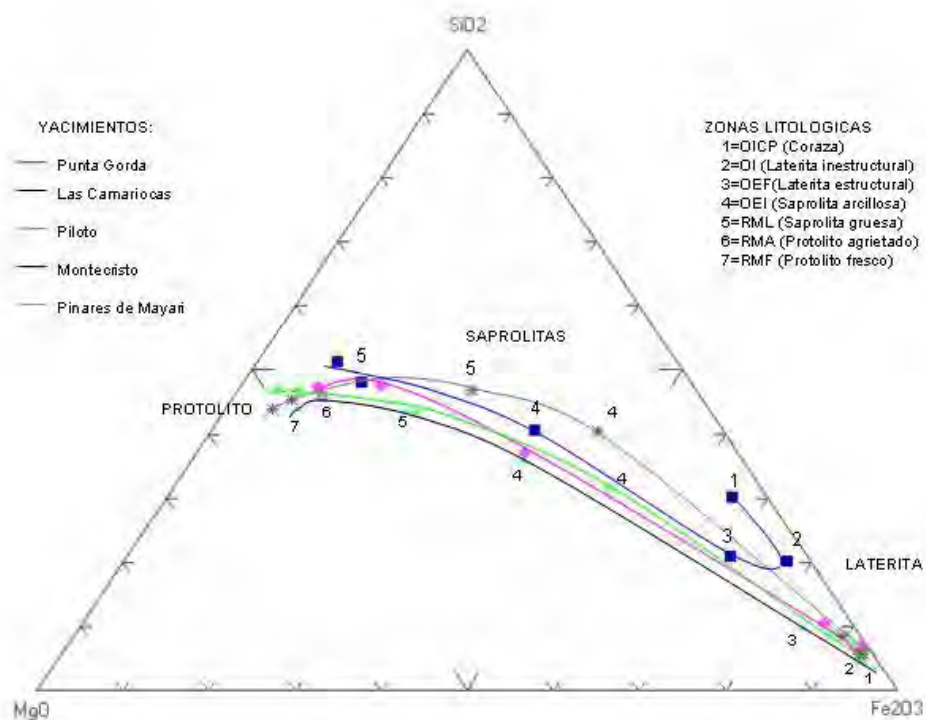


Figura 5. TREN DEL PROCESO DE METEORIZACIÓN EN LOS YACIMIENTOS LATERÍTICOS DE CUBA ORIENTAL

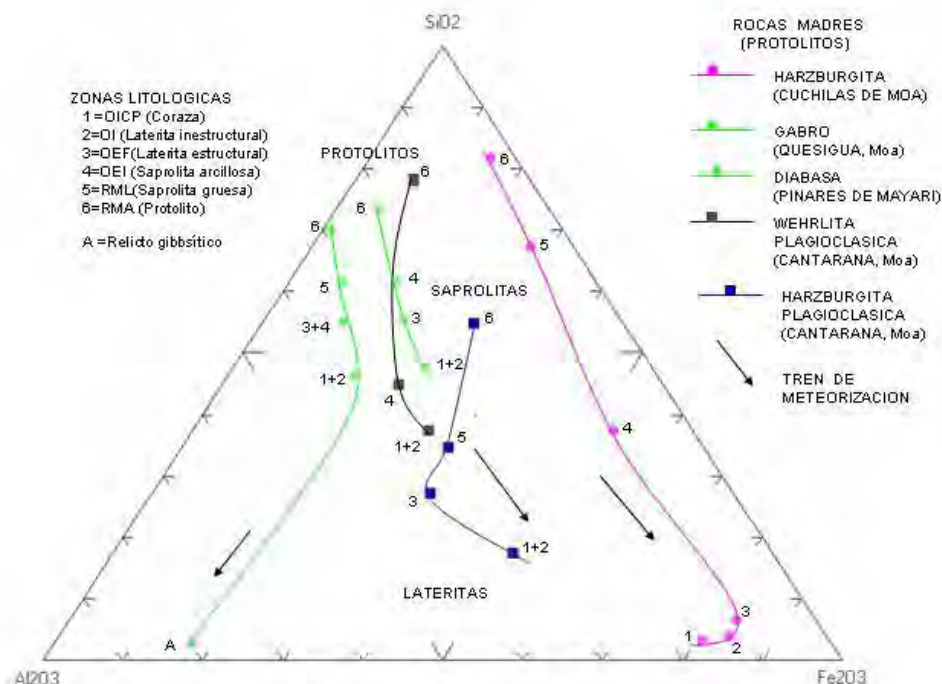


Figura 6. PATRON DE METEORIZACION DE VARIETADES DE ROCAS OFIOLITICAS DE CUBA ORIENTAL

El avance alcanzado por la prospección geológica, así como aproximadamente el área ya explotada por la minería, se exponen en las figuras 3 y 7. En este respecto cabe destacar la existencia de un **bajo grado de estudio** frente al vertiginoso avance de la minería y al programa nacional de la Expansión del Níquel. Así, existen extensas áreas investigadas **orientativamente** por redes de perforación y muestreo muy amplias (100x100m, 150x150m, 300x300m) en los depósitos principales: Pinares de Mayarí (83.24% del área total) y Moa (83.11% del área total). En la región de Baracoa-Guantánamo aún permanecen sin evaluación unos 245 km² donde se han pronosticado más de 100 millones de toneladas de mineral para Ni+Co que comprenden los depósitos Las Iberias (Este y Oeste), Minas y Purial, que están afectadas por el Parque Nacional "Alexander Von Humboldt" y Reservas de la Biosfera Terrestre.

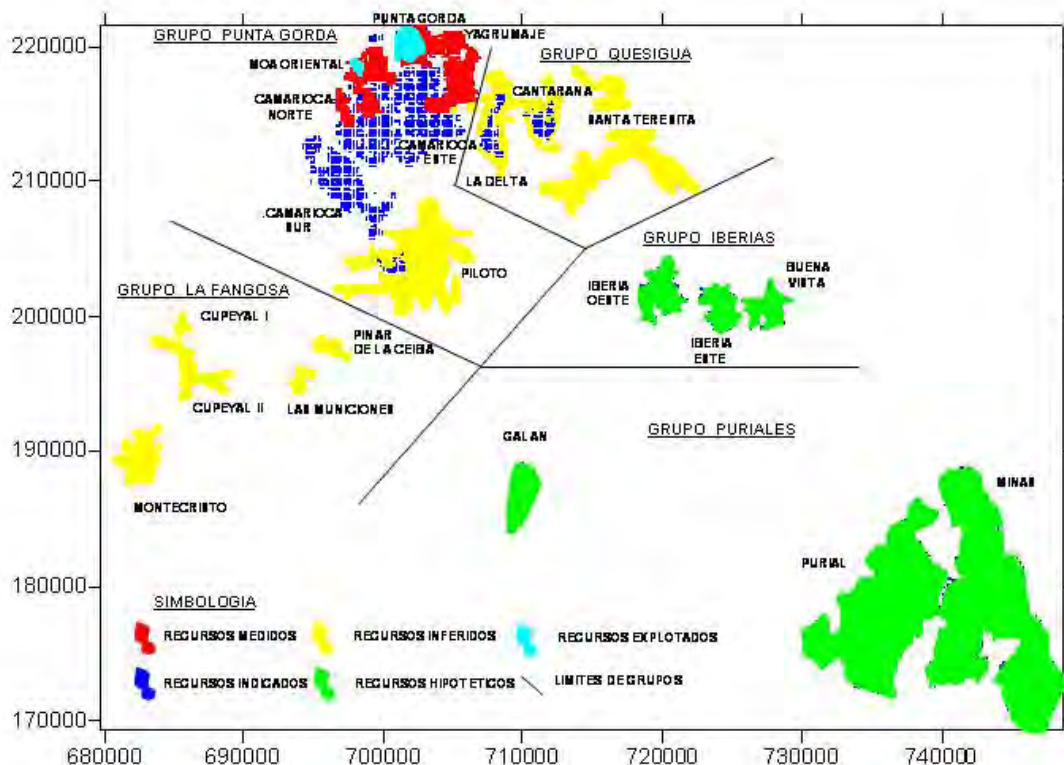


Figura 7. GRADO DE ESTUDIO GEOLOGICO DE LOS RECURSOS MINERALES LATERITICOS DE MOA-BARACOA-GUANTANAMO

La **minería** de la planta “René Ramos Latour” en los últimos 60 años ha agotado prácticamente: la mayor parte del sector Este del yacimiento Pinares de Mayarí y todos los depósitos asimilables del Grupo Nicaro, quedando el yac. Levisa por muy baja ley de Ni y otros depósitos pequeños dispersos y muy alejados de la planta (Canadá, Halcón, Cristal y otros); mientras que en Moa en 40 años de minería se han agotado prácticamente dos de los yacimientos más grandes de Cuba: Moa y Punta Gorda y parte del yacimiento Moa Oriental, preparándose ahora para su asimilación industrial el yacimiento Yagrumaje Norte, los cuáles constituyen los depósitos de mayor potencia mineral de esta región. Por consiguiente, en lo adelante la minería avanzará más rápido debido a la menor potencia minable de los depósitos restante y por el crecimiento del volumen de la producción.

DISCUSIÓN

El sensible alcance del agotamiento de los recursos lateríticos del país en 60 años transcurridos de minería y procesamiento metalúrgico, así como el vigoroso avance de la industria del níquel en Cuba, más aún con el nuevo Programa de Expansión del Níquel, nos obliga a desarrollar un nuevo enfoque de la materia prima mineral de nuestras lateritas donde deben primar el completamiento de su estudio geológico y la racionalidad de su evaluación y aprovechamiento.

Se requiere lograr mayores extracciones de cobalto por las plantas carbonato-amoniacaes, así como un mayor aprovechamiento de los recursos cobaltíferos



lateríticos, ya que los yacimientos que quedan representan áreas extensas con mayormente perfil de tipo laterítico y bajas potencias de saprolitas (Pinares de Mayarí~105Km²; Moa Oriental+Camarioca Norte+Camarioca Este~90Km², etc.), por lo que constituyen depósitos esencialmente cobaltíferos. Significativas áreas de estos depósitos se componen de perfiles lateríticos inestructurales (que no tienen ocrees estructurales ni saprolitas) caracterizándose por bajos contenidos de níquel (<1%), pero con elevados contenidos de Co (generalmente 0.11-0.17%) por lo que requieren de un tratamiento especial, al igual que el mineral laterítico no balanceado (menas LF) involucrado en el escombro de los cuerpos minables industrialmente, ya que también presenta estas mismas propiedades cobaltíferas. En este respecto, se requiere mayor investigación y mayores logros que lo alcanzado hasta el presente.

Es de primordial importancia elevar el conocimiento de la mineralización secundaria acompañante al níquel (Al, Ti, Fe, Cr, Ni, Co, V, Cu, Zn, Zr, Mn, Nb, Ga, Au, Pt, Pd y otros), ya que tanto en la corteza de meteorización como en los protolitos, en determinadas localidades se han reportado acumulaciones incluso hasta de significancia industrial individual, como ejemplos podemos citar: **Al** (Yagrumaje Norte, Quesigua); **Co** (Pinares Mayarí); **Cr** (Ferrititas lateríticas descromables y cromitas flotantes); **Au** (sector Cabañas en Moa: hasta 2000ppb, Vila, A.R. et al., 2004), siendo las ultramafitas las rocas ígneas con mayor Clark de concentración de Au, el cual se concentra en las saprolitas (Lavaut, 1998; Vila, A.R., 2004); **Mn**: tienen perspectivas todas las lateritas, donde usualmente sus concentraciones son 7-7.5 veces mayores que las de Co. Así, como promedio en los yacimientos Punta Gorda+Las Camatiocas+Piloto MnO= 0.78-1.53% en la laterita, ligado con el cobalto al 95-98% (Lavaut, W., 1998); platinoides: **Pt**, **Pd** se concentran en las saprolitas, ejemplo: Pinares de Mayarí (Lavaut, W., 1996-Inédito), etc.

El aspecto de la mineralización secundaria y dispersa merece especial investigación no sólo por la posibilidad de la concentración de estos elementos químicos en los licores y colas industriales, sino por la posibilidad de su aprovechamiento metalúrgico para la producción de aceros especiales y ferroaleaciones. Esto se relaciona con los aspectos del **aprovechamiento más completo y la protección** de los recursos minerales del país, por lo que es de relevante importancia y aún queda mucho por hacer.

Se establece la necesidad de lograr **uniformidad** en una serie de aspectos importantes relacionados con las investigaciones geológicas y la evaluación de los recursos minerales, como son:

- Perfeccionamiento de las **condiciones de cálculo** de los recursos minerales;
- Mayor conocimiento de la **mineragenia del intemperismo** de la ofiolita cubana y su relación con los elementos útiles y nocivos, así como de la **mineralogía tecnológica** para poder conocer y regular las variaciones en composición de fases minerales de los distintos frentes de minería;
- Uniformidad en las **concepciones económicas** aplicadas al mineral laterítico;
- Completamiento y uniformidad en las **bases y bancos de datos** geológicos, mineros, metalúrgicos y económicos, incluyendo la información de los yacimientos explotados en poder de las minas, nacionalmente, para lograr la conservación de la información y la posibilidad de una mayor utilización;
- Implantación de una **terminología litológica aprobada internacionalmente** para la documentación geológica de las lateritas. Debe propiciarse un taller internacional con la participación de la IUGS. En este respecto, a modo de ilustración en autor presenta la correlación de términos utilizados en diferentes



países por los investigadores y geólogos del intemperismo, expuestos en la tabla I completando la publicada por Butt & Zeegers (Handbook of Exploration Geochemistry, vol.4), que muestra la proliferación e inconformidad de la terminología existente.

Tabla I. CORRELACION TERMINOLÓGICA LITOLÓGICA MUNDIAL SOBRE CORTEZA DE INTEMPERISMO

GENERAL TERMS	BUTT&ZEEGERS	NAHON&TARDY	LEPRUN et al.	LAVALT et al.	ANAND et al.
Ferruginous zone [Laterite]	Lateritic gravel	Pebly ferruginous layer	Cuirase[Ferriorete]	OICR	Lateritic gravel
[Lateritic ironstone]	Curasse(pisolitic, nodular, massive)	Pisolitic iron crust	Cuirase[Ferriorete]	OICR	Lateritic duricrust (pisolitic, massive, etc.)
[Lateritic ironstone]	Curasse(pisolitic, nodular, massive)	Indurated conglomeratic iron crust	Cuirase[Ferriorete]	OICR	Lateritic duricrust (pisolitic, massive, etc.)
[Plinthite]		Soft nodular crust	Carapace nodulaire	OICP	Lateritic duricrust (pisolitic, massive, etc.)
Mottled zone	Mottled(clay) zone	Mottled(clay) zone	Argiles tachetées	OI	Mottled zone
Mottled zone	Plasmic/arenose horizon	Mottled(clay) zone	Argiles tachetées	OI	Mottled zone
Saprolite [Palid zone]	Saprolite	Fine saprolite	Lithomarge Argiles bariolées	DEF	Saprolite
Saprolite [Palid zone]	Saprolite	Coarse saprolite	Alteration pistaches[Arene/gru]	DEI	Saprolite
	Saprock	Coarse saprolite	Alteration pistaches[Arene/gru]	RML	Saprock
Bedrock Unweathered Rocks	Unweathered/ fresh bedrock	Bedrock	Roche mere	RMA	Fresh rocks

SIMBOLOGIA:

OICP= Ocre inestructural con perdigones (Structureless ochre with Fe concretions)
OI= Ocre inestructural sin perdigones (Structureless ochre without Fe concretions)
DEF= Ocre estructural final (Structural final ochre)
DEI= Ocre estructural inicial (Structural initial ochre)
RML= Roca madre lixiviada (Lixivated bedrock)
RMA= Roca madre agrietada (Cracked bedrock)

CONCLUSIONES

El presente trabajo permite sacar las siguientes conclusiones:

1. El sensible alcance del agotamiento de los recursos lateríticos del país en 60 años transcurridos de minería y procesamiento metalúrgico, así como el vigoroso avance de la industria del níquel en Cuba indican la necesidad de un nuevo enfoque de la materia prima mineral de nuestras lateritas donde deben primar el completamiento de su estudio geológico y la racionalidad de su evaluación y aprovechamiento.
2. Se requiere de la uniformidad conceptual y terminológica de las categorías aplicadas durante el estudio, contabilización y explotación de las lateritas, necesiéndose de una labor cooperada con un control y participación central más enérgicos.
3. Hace falta desplegar investigaciones analíticas y tecnológicas de mayor alcance para poder lograr el aprovechamiento racional y la protección de los recursos lateríticos y el cuidado del medio ambiente.
4. Debe crearse un banco de datos nacional o biblioteca electrónica que reúna y unifique la información de las diferentes fuentes, incluyendo la relacionada con los



yacimientos lateríticos agotados que facilite la integración, protección y utilización del conocimiento acumulado.

BIBLIOGRAFÍA

- Bíkov, A.S., 1980. Sobre las condiciones de cálculo de reservas en los yacimientos de níquel de Cuba. Inédito, Santiago de Cuba: Empresa de Geología de Santiago de Cuba, 7 pag.
- Chang, A.R., 2000. Cómo extraer más cobalto sin afectar el níquel en la lixiviación carbonato-amoniaca de menas lateríticas reducidas?. *Minería y Geología* (Moa), vol. XVI (3): 3-4.
- González, E., C. Cañete, R. Carral, J. Díaz, 1986. Estudio de los movimientos neotectónicos en el macizo Mayarí-Baracoa. *Serie Geológica* (La Habana), (3): 15-30.
- Kovács, G.P., D.H. Watkinson, G. Buda, L. Tompa, 1997. Chromite deposits of the Sagua-Baracoa range, Eastern Cuba. *Acta Geológica Hungarica* (Budapest), vol.40 (3):337-353.
- Lavaut, W., 1998. Tendencias geológicas del intemperismo de las rocas ultramáficas en Cuba Oriental. *Minería y Geología* (Moa), (15): 9-16.
- 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.
- Núñez-Jiménez, A., I.P. Guerásimov, S. Massip, F.F. Davitáya et al., 1970. Atlas Nacional de Cuba. Moscú: Acad. Cien. URSS y Cuba.
- Proenza, J., J.C. Melgarejo, F. Gervilla, D. Revé, G. Rodríguez, 1998. Cromititas podiformes en la faja ofiolítica Mayarí-Baracoa (Cuba). *Acta Geológica Hispánica* (España), vol.33(3-4):179-212.
- Strnad, J., 1968. Desarrollo del conocimiento geológico y del aprovechamiento de las menas residuales niquelíferas. *Revista Tecnológica* (La Habana):3-30.
- Vila, A., R. Díaz, 2004. Morfotextura y composición química de los granos de oro en los sedimentos friables y horizontes lateríticos de la región de Sagua de Tánamo-Moa: Implicaciones en la metalogenia y la prospección geológica. Tesis Doctoral, ISMM, Moa.
- Zhou M., J. Lewis, J. Malpas, N. Muñoz, 2001. The Mayarí-Baracoa paired ophiolitic belt, Eastern Cuba : Implications for tectonic settings and mineralization. *International Geology Review*, vol.43: 494-507.

NUEVO PROCEDIMIENTO DE TRATAMIENTO DE MUESTRA, INFLUENCIA EN LA DILUCIÓN

Jorge Luis Urra Abaira.

Empresa: Pedro Sotillo Alba, Moa Nickel S.A. Telf. (53) 24 62536, E-mail: jurra@Moanickel.com.cu

Las compañías mineras líderes mundiales actualmente trabajan en la búsqueda de métodos de que ofrezcan resultados cada vez más confiables, aplicando criterios que respondan a las tecnologías que se aplican para el procesamiento de cada tipo de mineral.

Con respecto a la dilución de han realizados diferentes estudios, identificando que existen varios factores que influyen en la dilución de los elementos químicos cuando se realizan las comparaciones de los resultados obtenidos en las investigaciones de exploración y el control de las labores de explotación. La preparación de las muestras provenientes de las exploraciones geológicas constituye uno de estos factores.

Basado en las pruebas realizadas en los depósitos de las Presas de Rechazo y un sector del yacimiento de Moa Oriental, se realizó un nuevo procedimiento para el procesamiento de las muestras de mineral para ser aplicado durante las exploraciones geológicas de los yacimientos para el proceso ácido aplicado en la Pedro Soto Alba. Este procedimiento permite atenuar las diferencias de los contenidos en elementos químicos entre los resultados de las exploraciones y el control de la explotación.



Modelación Hidrogeológica e Ingeniero-Geológica del Yacimiento Punta Gorda

*MSc. Jorge Luis Blanco Blázquez. *, Ing. Eliécer Llorente García. *, Ing. José Andrés Díaz Gonzáles. **

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

Los problemas hidrogeológicos e ingeniero-geológicos han constituido en los yacimientos niquelíferos a cielo abierto del nordeste Holguinero una problemática que ha provocado dificultades en su explotación con la consecuente pérdida económica.

El presente trabajo se realiza la *Modelación Hidrogeológica e Ingeniero-Geológica del Yacimiento Punta Gorda*, perteneciente a la Empresa Niquelífera Comandante Ernesto Che Guevara de Moa. En esta investigación, se crea el Modelo Digital del Terreno con los datos del levantamiento topográfico realizado por CEPRONIQUEL y con este, además de los resultados de las perforaciones realizadas, muestreo, mediciones de niveles, pruebas hidrogeológicas y laboratorio, se realizaron los modelos hidrogeológicos e Ingeniero geológicos, que permiten tomar importantes decisiones técnicas en cuanto al proyecto de explotación minera a ejecutar, evitando los fenómenos adversos en los frentes de explotación, que impedirían pérdidas por atrasos, roturas de equipos, lesiones y pérdidas de mineral que provocarían a su vez una seria afectación al medio ambiente.

Por otra parte se ofrecen las diferentes propiedades geotécnicas para los cálculos y se hace un análisis de la problemática de los pesos volumétricos y las humedades, valores con los cuales el cliente puede calcular con mayor exactitud la cantidad real de mineral que llega a la Fábrica y darle un uso eficiente a los equipos automotores de transporte de mineral.

Finalmente se dan recomendaciones al cliente sobre la optimización de la explotación y el trabajo como tal constituye la metodología para su aplicación en los demás yacimientos niquelíferos a cielo abierto.



NUEVOS AVANCES Y TENDENCIAS EN EL DESARROLLO DE TECNOLOGÍAS PARA EL PROCESAMIENTO DE MINERALES DE Ni Y Co

José Castellanos Suárez, Aurora Picayo Flores,

(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica. Carretera, Varona #12028 Km 1 ½, Capdevila, Boyeros, Ciudad de La Habana, Cuba, e-mail: cipimm@ip.minbas.cu

RESUMEN

Los procesos conocidos de separación de níquel y cobalto presentan determinadas limitaciones de acuerdo a la composición química y mineralógica

Del proceso ácido a presión se limita el procesamiento de los minerales de níquel cobalto de bajo contenido de magnesio, el proceso Caron algo más flexible que el proceso ácido permite el proceso de minerales bajo y altos magnesio pero más alto en hierro. El proceso piró metalúrgico (a FeNi Mata) requiere de minerales altos en níquel y con una relación aceptable de sílice y magnesio en la masa mineral que reporta una escoria con buenas propiedades reológicas

El costo de la energía ha crecido desproporcionalmente obligando a los productores de FeNi y Mata a procesar minerales cada vez más rico para mantener la operación en balance positivo.

Nuevas tecnologías desarrolladas recientemente en el campo de preparación de minerales, preparación de pulpas, enriquecimiento (up grade) de los minerales, tratamiento previo del mineral mediante métodos físicos (microonda, ultrasonido, con aditivos) han permitido elevar la productividad de las plantas existentes, establecer regímenes más moderados en una disminución de costo o procesar minerales más pobres bajo condiciones más económicas o procesar mezclas de minerales no procesados en la actualidad por algunas limitaciones tecnológicas.

En este trabajo se exponen los resultados esperados y las tendencias en el desarrollo de las nuevas tecnologías para el procesamiento de los minerales de níquel y cobalto y su impacto a mediano y largo plazo en la industria.

NEW ADVANCES AND TRENDS IN THE DEVELOPMENT OF TECHNOLOGIES FOR NICKEL AND COBALT MINERALS PROCESSING.

ABSTRACT

The process known for Ni and Co extraction present determined limitations according to the chemical and mineralogical composition. The acid pressure process is limited when processing the nickel-cobalt ores with low magnesium content, the Caron process is a bit more flexible because it permits to process minerals with low and high magnesium content but higher iron content. The pyrometallurgical process (a FeNi Mata) requires minerals with high Ni contents and with an acceptable ratio of Si and Mg in the mineral mass which reports a slag with good rheological properties.

The cost of energy has increased unproportionally, obliging the FeNi and Mata producers to process richer and richer minerals to keep the operation with a positive balance.

The new technologies recently developed in the field of mineral preparation, pulp preparation, mineral up grading, previous mineral treatment through physical methods such as microwaves, ultrasound, additives, etc., have permitted to increase productivity of the existing plants, to establish more moderate regimes with a diminishing of costs or the processing of poorer minerals under more economic conditions or to process mineral mixtures not processed nowadays because of the technological limitations.

This work exposes the expected results and the trends in the development of new technologies to process nickel and cobalt bearing minerals and their impact at medium and long term in the industry.



INTRODUCCIÓN

La producción de níquel se ha fortalecido por los precios elevados de níquel y cobalto, así como por un incremento de la demanda de estos metales, dada por el aumento del consumo de acero y níquel de China.

Los procesos o tecnologías que se emplean en la producción de níquel, en orden de importancia y de más aplicación son: Proceso de Lixiviación ácida a presión, proceso carbonato amoniacal (proceso Caron) y proceso de Ferroniquel (o mata).

El proceso de lixiviación ácida a presión (PAL) es el más extendido, teniendo en cuenta el bajo requerimiento de energía, altas recuperaciones de níquel y cobalto y costos de operación más bajos.

Las plantas PAL en operación son Moa Nickel (Cuba), Murrin Murrin, Cawse y Bulong (Australia) y proyectos en desarrollo o próximos a implementar (Goro-Inco, Ravensthorpe-BHP Billiton y San Felipe-Cuba).

Las plantas PAL procesan mineral limonítico (Cuba) y minerales arcillosos de níquel (Australia) (Tabla No. 1) (Castellanos Suárez J., Picayo, A., 2003). Moa Nickel procesa mineral con muy bajo contenido de magnesio, mientras el resto de las instalaciones alimenta minerales hasta con 2.6% de magnesio.

El consumo de ácido está en función del contenido de magnesio y del aluminio.

TABLA NO. I.- Composición de menas mezcladas de níquel.

Elemento, wt%	Laterita de Australia (nontronítica)	Laterita Tropical	Mineral Limonítico Moa	Mineral nontronítico San Felipe
Ni	1.54	1.64	1.30	1.33
Co	0.13	0.1	0.13	0.054
Fe	21.6	48.2	48.0	19.6
Cr	0.66	1.70	2.0	0.9
Al	5.00	2.64	4.5	2.0
Mn	0.32	0.84	0.76	0.45
Mg	2.64	0.71	0.45	3.4
Si	18.4	2.4	2.4	21.0
Fe:Al	4.3:1	18.3:1	10.7:1	10.1

NUEVOS DESARROLLOS

El proceso PAL ha recibido mejoras importantes en la preparación de la pulpa, precipitación de níquel y cobalto y modificación de los equipos básicos (autoclaves).

El cambio de la calidad del mineral ha conllevado a la producción de una pulpa cruda de malas propiedades reológicas, observado en las pulpas industriales de baja densidad (Kyle, J.A. 1999), caracterizada por:

- ♦ Bajo porcentaje de sólidos en la pulpa cruda.



- ♦ Alta viscosidad de la pulpa.
- ♦ Pulpas más difíciles de bombear.
- ♦ Baja transferencia de calor en los precalentadores.
- ♦ Baja eficiencia de agitación y transferencia de masa en los reactores de lixiviación, exigiendo condiciones más fuertes de lixiviación.

Muchos investigadores se han esforzados en mejorar o cambiar las propiedades de la pulpa.

Los trabajos realizados en el CIPIMM (CIPIMM, 2004) han reportado éxitos en la preparación de pulpa cruda de diferentes calidades de mineral:

- ♦ Uso de aditivos en la preparación directa de pulpas limoníticas, logrando incrementar el % de sólidos en 3-4%.
- ♦ Uso de aditivos para la preparación de pulpa de minerales arcillosos como los de San Felipe y Murrin Murrin, con un incremento del % de sólidos entre 3-8%.
- ♦ Disminución de la viscosidad de la pulpa cruda en un 50%, cuando se usa aditivo en el proceso de preparación.
- ♦ Mejora del espesamiento de la pulpa limonítica en sedimentadores convencionales con el uso de aditivos.
- ♦ Uso de nuevos equipos como sedimentadores de pasta para espesar pulpas de minerales arcillosos (por ejemplo empleado en Murrin Murrin, Correspondencia privada, 2004), logrando un incremento discreto de 1% de sólidos.

Todas estas mejoras del proceso se han introducido en los proyectos en operación o se están evaluando para su aplicación a mediano plazo.

El equipo fundamental de lixiviación a presión ha cambiado. La planta de Moa Níckel que se puso en operación en 1960, ha operado exitosamente con pachucas (reactores verticales agitados con vapor) durante más de 40 años. Para la expansión de esta planta se evalúa usar autoclaves horizontales o pachucas a presión, pero al parecer la balanza se desplaza hacia este último por:

- ♦ Eficiencia aceptable de lixiviación.
- ♦ Bajo costo de mantenimiento.
- ♦ No piezas móviles.
- ♦ Experiencia de operación, mantenimiento y constructiva.

La experiencia del uso de autoclaves horizontales, aunque permite obtener un buen grado de agitación, se presenta un número apreciable de incrustaciones en el primero y segundo compartimiento; además de que la exigencia del mantenimiento es muy alta, requiriendo un tiempo largo para el mismo con afectación de la producción, con costos elevados de operación.

La dirección de los proyectos y los trabajos de I+D se han dirigido hacia la preparación de la pulpa cruda y su espesamiento, basado en criterios científicos de modificar la composición iónica de la pulpa, buscando sobre todo un incremento del % de sólidos, menor viscosidad de la pulpa y mayor fluidez, todo ello constituye un factor decisivo para el bombeo y calentamiento directo de la pulpa que provoca una alta dilución de la misma, pero que como resultado neto permitirá operar las autoclaves con una pulpa con mayor % de sólidos y una productividad superior, con una disminución de los costos de operación.



La solución de operar con pulpas con mayor densidad con una menor viscosidad y alta fluidez en general, mejorando el coeficiente de transferencia de calor durante el precalentamiento, además que presenta la posibilidad de simplificar el sistema ingenieril de precalentamiento, lo que deberá incrementar la transferencia de masa dentro del autoclave.

No se esperan cambios significativos en el proceso de tratamiento posterior del licor preñado, como la separación de Ni y Co (ya sea precipitación de sulfuro mixto o hidróxidos o el empleo combinado de SX o resina de intercambio).

Con el agotamiento de la limonita, o bajo el principio de un aprovechamiento integral a menor costo del depósito de laterita, se prevee comenzar a procesar la serpentina usando la tecnología PAL o combinada con lixiviación a presión.

En el primer caso, se ha desarrollado nuevas tecnologías, que contemplan el pretratamiento de la serpentina, lixiviación del 50% del magnesio con CO₂ y obtención de un cake con 60% sólidos de residuos de la serpentina tratada, que unido a la pulpa espesada de la laterita puede producir una alimentación de pulpa a los autoclaves con un % de sólidos incrementado en comparación con el proceso convencional (CIPIMM, 2002).

Nuevos desarrollos se han realizados para el procesamiento de la serpentina por el proceso ácido o combinado y por lixiviación en pila.

El proceso EPAL (lixiviación a presión mejorada), contempla que la pulpa laterítica lixiviada se descarga del autoclave y pasa a reactores agitados, donde se alimenta la pulpa de serpentina y ácido. Se reivindica por los autores, que se puede lograr un mayor aprovechamiento del ácido y una recuperación de níquel de 85-90%. BHP Billiton incorporó esta tecnología en Ravensthorpe, Australia, proyecto que iniciaba su operación en el 2004.

Los estudios realizados de la lixiviación en pila de la serpentina (comunicación BHP Billiton, 2003, CIPIMM, 2003) reportaron índices moderados de consumo de ácido y una recuperación de níquel entre 70 y 80%.

Esta tecnología produce soluciones conteniendo níquel, cobalto y hierro (y otros metales) que requieren su concentración para separar posteriormente los metales.

La variante de lixiviación ácida (lixiviación a presión, lixiviación en pilas) se continua estudiando (Agatzini-L, S Part II, 2004).

El proceso Caron, puesto en operación en 1944 ha recibido mejoras continuas, sin producirse cambios sustanciales en el mismo.

La operación de Yabulu Refinery, operando con una sola etapa de lixiviación y altas concentraciones de amoníaco (>90g/L) y CO₂ (>45 g/L) reporta una recuperación de níquel de 83-84% y de cobalto de 60-70%, la más alta reportada en el mundo (comunicación privada de Yabula Refinery-CIPIMM 2003).

En el año 1997 en la planta cubana de níquel de Punta Gorda se introdujo el Proceso Nileach, de lixiviación en un reactor tubular. Aunque la concentración de amoníaco del licor lixiviante en la planta industrial era, 50-55g/L (contra 70g/L NH₃ por diseño) se elevó la producción de níquel de 17 000 t/a a 29.000 t/a y la eficiencia de lixiviación de níquel subió en 6-10%, alcanzando 79-80% de níquel lixiviado (similar al de diseño) y 40% del cobalto. El proceso operó durante aproximadamente 3 años.



Los problemas de ingeniería y mantenimiento constituyeron el aspecto crítico para mantener dicha operación (Reporte Interno, 1999).

El Proceso Nileach puede constituir una revolución del Proceso Caron, pero requiere de una buena ingeniería constructiva.

El proceso de Ferroníquel o mata no presenta cambios sustanciales, a no ser elevar de forma sostenida el contenido de níquel en la serpentina a procesar, con el objetivo de disminuir los costos de operación.

El beneficio de la serpentina hasta hoy se hace por vías convencionales, separación por tamaño de partículas, separación magnética y separación visual en la mina.

Se continúan realizando estudio de beneficio, algunos con resultados interesantes (Agatzini-L,S and Others, Part I, 2004).

CONCLUSIONES

- ♦ La demanda de níquel y la tendencia a mantenerse un precio aceptable favorecen el incremento de la producción de este metal. Este incremento se realizará por la tecnología de lixiviación ácida a presión.
- ♦ El aumento sostenido del costo de la materia prima y de los combustibles obligan a los productores de níquel a una disminución continua de los costos de producción, lo cual puede lograrse mediante:
 - ✓ Beneficio del mineral de níquel a procesar con un crecimiento del contenido de níquel y cobalto.
 - ✓ Aumento del % de sólidos de la pulpa cruda de mineral a alimentar a las autoclaves.
 - ✓ Una mejora y cambio de las propiedades reológicas de la pulpa cruda – viscosidad y fluidez.
 - ✓ Mejora de la transferencia de masa dentro del reactor.
 - ✓ Separación de parte del Magnesio contenido en el mineral

BIBLIOGRAFÍA

- Agatzini-L,S and others Part II, 2004, Beneficiation of a Greek serpentinitic nickeliferous ore. Part II. Sulphuric acid heap and agitation Leaching. Hydrometallurgy 74.
- Agatzini-L,S and others. Part I , 2004. Beneficiation of a Greek serpentinitic nickeliferous ore Part I. Mineral Processing. Hydrometallurgy/ 74.
- Castellanos Suárez, J., Picayo, A, 2003. Retos y oportunidades del Proceso ácido a presión. V Congreso cubano de (Geología y Minería 24-28 Marzo.
- CIPIMM, 2004. Reportes de Investigación (2003 y 2004).
- CIPIMM, 2002. Reporte de Investigación. Tecnología para el procesamiento de la serpentina por el proceso ácido.
- CIPIMM, 2003. Reporte de Investigación. Lixiviación en pilas de la Serpentina empleando aditivo.
- Comunicación de BHP Billiton, 2003. Lixiviación en pila de la serpentina. Indices económicos estimados.
- Comunicación privada Yabulu Refinery- CIPIMM, 2003, Intercambio de Información.
- Kyle, J. A., 1999. Presión acid leaching of. Australian Nickel/cobalt laterites. Alta.



CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICA DE LAS LATERITAS EN DIFERENTES REGIONES METALOGENICAS. COMPARACIÓN DE LOS YACIMIENTOS SAN FELIPE Y PILOTO.

Ing. Rosa María Cobas Botey

(1) *Empresa Geominera Oriente, Alturas de San Juan, Km 2 ½ Carretera de Siboney, Santiago de Cuba, Cuba.*

RESUMEN

Este trabajo es parte del Tema de Doctorado que desarrollo y que ha sido aprobado por el ISMM y el CITMA recientemente.

Por primera vez se acomete el estudio científico comparativo de las lateritas desarrolladas en las regiones metalogénicas exógenas de Cuba Oriental y Central con el objetivo de revelar las regularidades espacio-temporales de su origen y evolución, sus características geólogo-estructurales, geomorfológicas, etc.

Este conocimiento geológico posibilitara planificar y organizar de forma optimizada los estudios de exploración, la proyección de las investigaciones tecnológicas y de explotación minera.

Las diferencias en la evolución morfoestructural entre las regiones metalogénicas exógenas de Oriente Norte y Camagüey Central han condicionado el desarrollo espacio-temporal diferenciado de las cortezas de intemperismo niquelíferas que existen en ambos territorios. (Formell Cortina, 2002)

En el bloque morfoestructural de Oriente septentrional los movimientos recientes de la corteza terrestre caracterizado por fuertes levantamientos que comenzaron en el Plioceno y continúan en nuestros días, en el bloque morfoestructural de Camagüey central estos han sido mucho mas débiles, dando lugar a una mayor estabilidad de la región y por tanto al desarrollo de un relieve mucho mas maduro y mucho mas antiguo que en Oriente septentrional.

En Oriente la transferencia de agua es generalmente intensa o de intensidad media, en Camagüey la transferencia de aguas es generalmente lenta, marcando otra importante diferencia entre regiones en cuanto a la presencia de sílice libre en el perfil de las cortezas.

Los yacimientos San Felipe en Camaguey y Piloto en Oriente son ejemplos típicos de diferencias evolutivas.

ABSTRACT

Present paper is part of a thematic research recently approved by ISMMM and CITMA and is intended for a PhD..

Comparative scientific study of nickel bearing laterites developed in exogen metallogenic regions of central and eastern Cuba has been for first time undertaken. Main objective is to reveal space-temporal regularities of their origin and evolution, their geological-structural characteristics, geomorphology, mineral composition etc.

Using the obtained geological knowledge will be possible to plan and organize future exploration works and project technological and mining researches.

Differences in morphostructural evolution between northern Oriente and central Camaguey metallogenic regions have conditioned differentiated space-temporal development of nickel bearing weathering crusts existing in those regions.(Formell Cortina, 2002)

While in northern Oriente morphostructural block recent movements of earth crust have been characterized by strong uprisings starting in Pliocene and continuing up to date, in central Camaguey morphostructural block those movements have been much more weaks, giving rise to a more stability of the region and therefore to the existence of a much more older and mature relief of that of northern Oriente.

Otherwise, while in Oriente water transference is usually intense or medium intense, in Camaguey, water transference is generally slow giving rise to another important difference related to the presence of free silica in the profile of the weathering crust.

San Felipe ore deposit in Camaguey and Piloto in Oriente are typical examples of these evolutive differences



INTRODUCCIÓN

Los yacimientos de corteza de meteorización constituyen una formación geológica continental independiente, generada bajo la acción de los agentes atmosféricos líquidos, gaseosos y biógenos sobre las rocas primarias, a raíz de lo cual surgen en su lugar nuevas rocas con una textura, una estructura, una composición mineral y química propias, que contienen yacimientos de minerales característicos.

A pesar de que ambos yacimientos se desarrollan sobre superficies de nivelación, esas superficies se encuentran a diferentes niveles hipsométricos lo que determina diferencias fundamentales en las condiciones de la transferencia de las aguas y consecuentemente en los tipos y potencias de los perfiles de la corteza de intemperismo resultantes.

Mientras que en la región metalogénica de Oriente Norte las cortezas en general se caractericen por perfiles abreviados de la formación menífera goethito ferro-cobalto-niquelífera y potencias moderadas (a excepción de las áreas con ocurrencia de dislocaciones disyuntivas, o relieves ondulados con presencia frecuente de contrapendientes), en Camagüey por el contrario las cortezas presentan perfiles completos, a veces complejos de la formación menífera nontronito-niquelífera con grandes potencias de sus perfiles.

En los perfiles de las cortezas orientales prácticamente no hay presencia de sílice libre, mientras que en Camagüey, los perfiles se caracterizan por abundante sílice libre en forma de ópalos, calcedonias y marshalita presentes en prácticamente todos los horizontes de la corteza de intemperismo.

MATERIALES Y METODOS

Para el presente estudio se utilizaron los datos de las exploraciones realizadas en el yacimiento San Felipe entre los años 1998 al 2000 y los estudios de exploración orientativa del yacimiento piloto en el 1985 y posteriormente en los años 1996 al 1997. En estos trabajos, en ambos yacimientos la autora del presente trabajo participo directamente.

Para el procesamiento de la información, se cuenta en primer lugar con la misma en soporte magnético y el hardware y los software requeridos para arribar a las conclusiones expuestas.

DISCUSIÓN

A pesar de que ambos yacimientos se desarrollan sobre un macizo ofiolítico, representado fundamentalmente por el complejo peridotítico constituido por peridotitas serpentizadas (harzburgitas, lherzolitas, wherlitas), dunitas y piroxenitas y por un complejo cumulativo compuesto por diques de gabros, microgabros y diabasas existe una diferencia marcada entre ambos yacimientos basada en las condiciones geomorfológicas de los mismos.

Las condiciones de la transferencia de las aguas difieren, mientras que fue muy lenta en San Felipe dando lugar a un perfil con una inusual participación de la sílice, tanto libre como combinada, resultado de la muy difícil extracción del sistema de las aguas altamente mineralizadas, en Piloto una extracción sistemática de las aguas mineralizadas hacen que se desarrollen perfiles clásicos de la corteza, casi sin ninguna participación de la sílice en el perfil.

En el yacimiento Piloto las menas son relativamente mas oxidadas que en San Felipe. La resultante es una distribución inversa de ambos elementos. La composición química comparativa entre las menas de San Felipe y Piloto muestra una inversión entre ambas en



los contenidos relativos de Hierro y Sílice debido a que la precipitación de sílice en San Felipe es mucho mayor que en Piloto (Fig. 1).

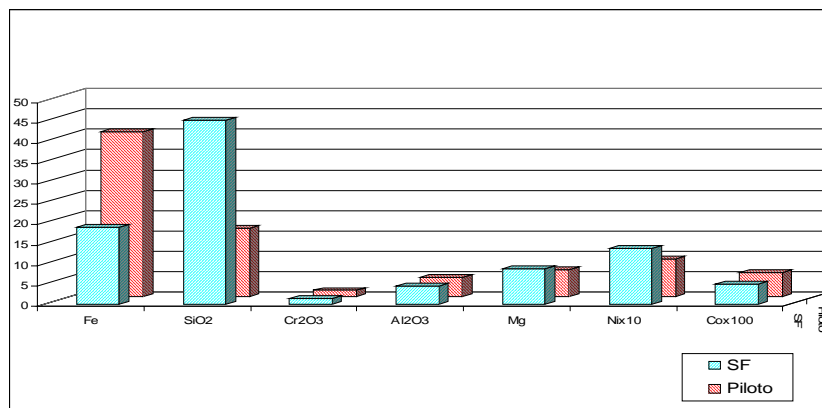


Fig. 1. Comparación de la composición química de los yacimientos San Felipe y Piloto

Los contenidos de Ni por su parte son un tanto superiores en San Felipe que en Piloto a causa de una mayor participación de las menas silicatadas ricas en Ni en San Felipe. El Cobalto es inferior su contenido en San Felipe por su usual asociación con el Fe. El Magnesio es mas alto por estar la mineralización en San Felipe asociada a menas menos oxidadas que en Piloto.

El perfil de la corteza en Piloto es clásico, mostrando un aumento paulatino del Fe de abajo hacia arriba mientras la sílice va disminuyendo también de forma gradual. (Fig. 2)

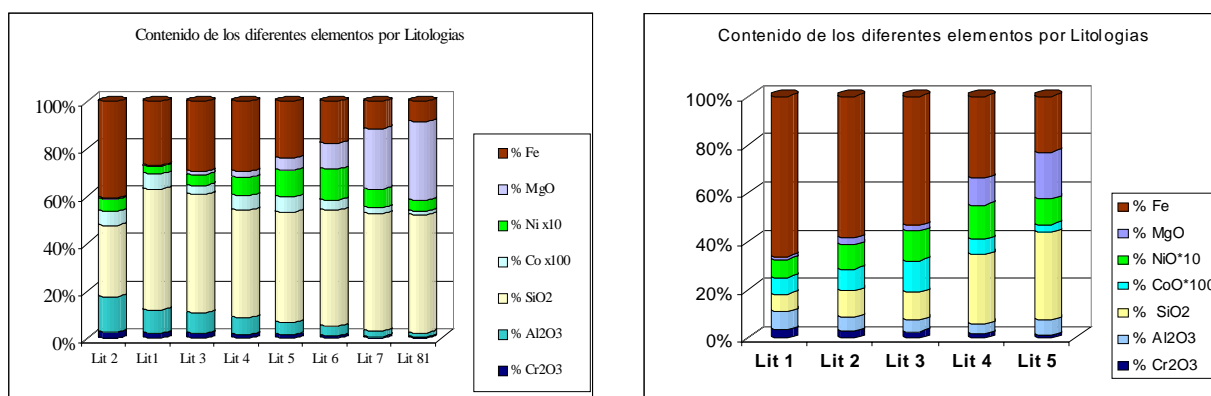


Fig. 2. Composición química por litologías yacimientos San Felipe y Piloto

En San Felipe por el contrario, la sílice se distribuye de manera relativamente uniforme a todo lo largo del perfil, causando una distribución errática del resto de los elementos. La sílice en el perfil de San Felipe se distribuye no solo en los silicatos sino también de forma libre como ópalos, calcedonias y aún como marshalitas

Las superficies de Piloto y San Felipe a pesar de que ambas son generalmente de tipo meseta presentan diferencias en la distribución de las pendientes. Mientras en San Felipe la superficie es principalmente aplanada, en Piloto por el contrario se desarrollan frecuentes escarpas y contra pendientes en el micro relieve de la superficie que determinan diferencias en el régimen de la transferencia de las aguas y consecuentemente el desarrollo de varios tipos de perfiles de la corteza. (Fig 3).



Mientras en San Felipe situada en las primeras centenas de m.s.n., (56.7-199.0 con una media de 119.4), el régimen de la transferencia de aguas es muy lento resultando perfiles de la corteza completos y con abundante presencia de sílice libre que no pudo ser extraída del sistema de drenaje, en Piloto situada a cotas por encima de los 800 m.s.n. (822.3-904.1 con una media de 866.9 m), coexisten regímenes de transferencia de las aguas muy intensos, intensos y de intensidad media que resultan en perfiles de la corteza incompletos, abreviados y completos en dependencia de las condiciones del micro relieve.

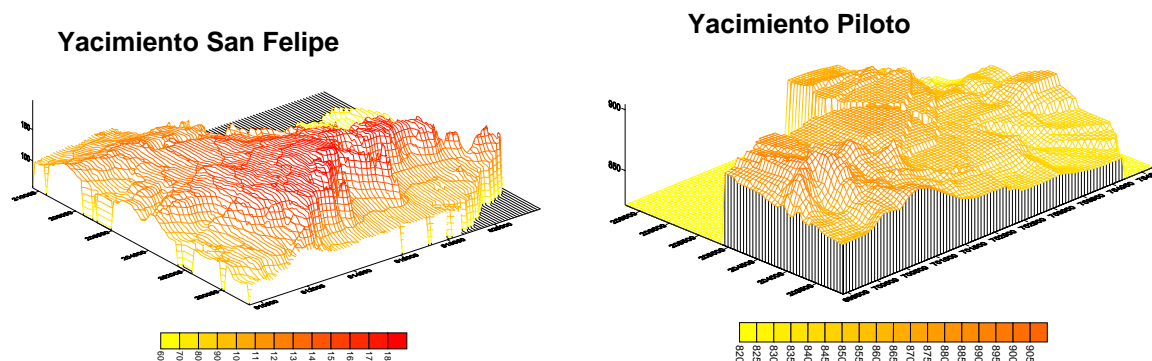


Fig. 3. Relieve de los yacimientos.

Este relieve en general de tipo meseta provoca la presencia de pendientes similares pero distribuidas de diferentes formas dentro del yacimiento, En San Felipe las pendientes elevadas bordean la meseta, con una caída hacia al noroeste dándole aspecto mas bien de Cuesta (Formell, F. 1999), en Piloto las pendientes mas elevadas se distribuyen irregularmente por toda el área, lo que destaca las características del relieve que provocan en definitiva las diferencias entre ellos.

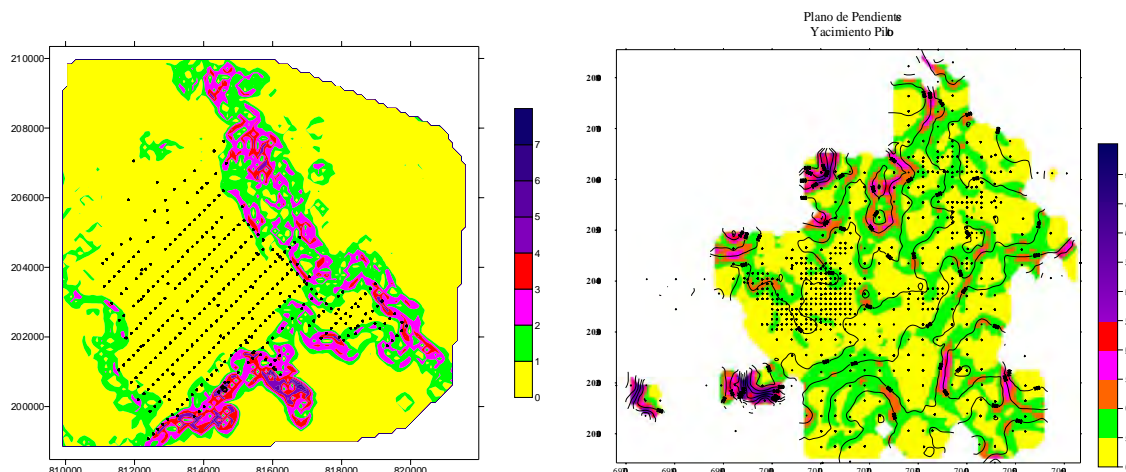


Fig. 4 Mapas de pendiente de los yacimientos San Felipe y Piloto

La mesa de San Felipe es parte de una corteza de intemperismo residual y se extiende por aproximadamente 70 Km², con potencias que oscilan entre 3 y 36 metros, con un promedio de 20 m. Los mayores espesores de la corteza se desarrollan en los bordes SE y E, en una franja de 1 Km aproximadamente que bordea gran parte de la mesa. Las menas niquelíferas están asociadas a arcillas esmectíticas, estas arcillas se distribuyen de forma regular y continua por todo el depósito y su potencia promedio es de 10 metros, con una cubierta promedio o escombros de 8 m (varía desde cero a 15 m).



Las mayores potencias están asociadas a las crestas que se alinean a lo largo de los bordes abruptos de la mesa (SE, NE-NW y otra hacia el SW) por las condiciones de drenaje favorables que posee.

La meseta San Felipe tiene una orientación general de dirección NW-SE, coincidiendo con la denominada dirección cubana, paralela a la dirección estructural de la falla Cubitas.

La condición básica imprescindible para el desarrollo del perfil de intemperismo actual fue la existencia del complejo ofiolítico, el cual está representado por el complejo peridotítico compuesto por las peridotitas (harzburgitas, lherzolitas, wherlitas), dunitas y piroxenitas y por un complejo cumulativo compuesto por diques de gabros, microgabros y diabasas. Estas rocas se encuentran altamente tectonizadas y serpentinizadas. Las serpentinitas harzburgíticas son las que predominan en el depósito.

La corteza de intemperismo se profundizaba aprovechando las tendencias de las diferentes direcciones estructurales formando estructuras en forma de V, que en zonas donde eran muy abundantes favorecían la circulación de las aguas, facilitando la evacuación de magnesio y sílice con el respectivo enriquecimiento en níquel y cobalto. La mineralización esta asociada fundamentalmente a los Ogres texturales saprolíticos

El yacimiento Piloto es parte de una corteza de intemperismo residual que constituye un peniplano amesetado que cubre un área aproximada de 75 Km² el cual posee dentro de su área pequeños cerros del sistema El Toldo- La Calinga. Drenado por los ríos Jaragua y Piloto, en estos a su vez desembocan un gran número de pequeños arroyos y corrientes intermitentes. Los manantiales surgentes fundamentalmente en épocas de lluvias son muy abundantes.

Se observan zonas con características diferentes en la corteza de intemperismo, existiendo un área central con potencias por encima de 15 m, rodeadas de un área con valores menores de los 15 metros y aun otros lugares donde la corteza no se desarrolla prácticamente, aparecen representadas todas las litologías notándose un apreciable predominio de los Ogres Texturales Limoníticos y los Saprolíticos. Estos últimos duplican casi los primeros. La mineralización esta asociada fundamentalmente a los Ogres texturales.

Al igual que San Felipe la condición básica para el desarrollo de este yacimiento es la presencia de un macizo ofiolítico, representado fundamentalmente por el complejo peridotítico constituido por peridotitas serpentinizadas (harzburgitas, lherzolitas, wherlitas), dunitas y piroxenitas y por un complejo cumulativo compuesto por diques de gabros, microgabros y diabasas. Estas rocas se encuentran altamente tectonizadas y serpentinizadas. Las serpentinitas harzburgíticas son las que predominan en el depósito.

CONCLUSIONES

1. La diferencia que se observa entre estos Yacimientos no esta condicionada a la geología, sino a las condiciones geomorfológicas
2. El perfil de la corteza oceánica se conserva mejor en la región central que en la oriental.
3. Las condiciones de la transferencia de las aguas muy lenta en San Felipe provoca complejidad en el perfil de la corteza de intemperismo con la participación inusual de la sílice, tanto libre como combinada, resultado de la muy difícil extracción del sistema de las aguas altamente mineralizadas. En Piloto una extracción sistemática



de las aguas mineralizadas hacen que se desarrollen perfiles clásicos de la corteza, casi sin ninguna participación de la sílice en el perfil.



BIBLIOGRAFIA

Formell C., F., 1999. Informe III Comité de Administración San Felipe Mining.
Formell C.,F., 2002. Diferencias en el desarrollo morfoestructural de las regiones metalogénicas exógenas de Oriente septentrional y Camaguey Central y su influencia en la formación de las cortezas de intemperismo niquelíferas. IV Congreso Cubano de Geología, La Habana.



PROCESAMIENTO DE LAS COLAS PARA SU DEPOSICIÓN

Ing. José Falcón Hernández, PhD⁽¹⁾, Lic. José Ariosa Iznaga, PhD⁽²⁾ (†)

⁽¹⁾Facultad de Ingeniería Química ⁽²⁾Facultad de Construcciones. Universidad de Oriente Ave de las Américas s/n esq a L Santiago de Cuba, cp 90400 Cuba E-mail: ⁽¹⁾falcon@fiq.uo.edu.cu

La deposición de las colas (relaves) de las plantas metalúrgicas y de otras operaciones de extracción y procesamiento de minerales, en la mayoría de los casos se ejecuta sin atender a sus posibilidades de utilización futura.

Como se conoce los procesos naturales de transporte e intemperismo influyen sobre la dispersión y/o concentración de sus componentes en muchos minerales y esto puede ser aprovechado para la extracción de los que alcancen condiciones que indiquen el re-procesamiento de las colas. Estos procesos pueden ser condicionados para lograr las características convenientes para su futura utilización. Así, por ejemplo, el método de lixiviación en lotes (heap leaching) se emplea cada vez más para la extracción de componentes que se presentan en contenidos tan bajos que no permiten el empleo de los procesos convencionales y para un depósito de colas puede resultar conveniente considerar su posible empleo futuro.

El presente trabajo considera algunas variantes sobre caracterización de colas o relaves y de las operaciones de preparación a las cuales pueden ser sometidas las mismas, con vistas a facilitar su posterior utilización. Procesos de clasificación y/o separación gravitacionales, magnéticos y otros, que pueden ser insertados en el proceso de transporte y almacenamiento de las colas para lograr los efectos deseados, así como la forma y ubicación de productos en el depósito son informados. La necesidad de establecer las condiciones para evitar la contaminación en el depósito también es considerada



EL EMPLEO DEL COMPLEJO REDOX PARA EL ESTUDIO Y EVALUACION DE CORTEZAS NIQUELIFERAS; UN EJEMPLO: CAMARIOCA ESTE, MOA

Manuel Pardo⁽¹⁾, Pedro H. Pérez⁽¹⁾, Jesús Moreira⁽¹⁾, José A. Batista⁽²⁾ y Lázaro Fernández⁽³⁾

(1) Instituto de Geología y Paleontología, Vía Blanca No. 1002 entre prolongación de Carretera Central y Línea del Ferrocarril, San Miguel del Padrón, CP 11 000, Ciudad de la Habana, Cuba, C. Elect.: pardo@igp.minbas.cu

(2) ISMM "Dr. Antonio Núñez Jiménez", Las Coloradas, Moa, CP 83329, Holguín, Cuba, C. Elect.: jabatistar@yahoo.com

(3) Empresa Cmdte. "Ernesto Che Guevara", Carretera Moa Baracoa km 5.5, Yagrumaje, Moa, Holguín, Cuba, C. Elect.: lfernandez@ecg.moa.minbas.cu

RESUMEN

Se resumen los resultados de los Trabajos de Reconocimiento para cortezas niquelíferas con el **Complejo Redox** en el sector Camarioca Este, región de Moa, ejecutados en un perfil con longitud de 0.45 km, paso de observación de 32 m. Estos trabajos, con carácter complementario, se realizaron en un área que estaba siendo, simultáneamente, investigada por métodos convencionales. La tarea planteada consistía en evaluar, orientativamente, el espesor de la corteza de intemperismo delimitando, dentro de ella, el cuerpo mineral y estableciendo criterios sobre la naturaleza y calidad del mismo.

Los resultados de los trabajos son los siguientes:

- Existe una aceptable correlación entre los atributos medidos, siendo buena, en particular, para $I\gamma_{\text{Ni}}$, K_{Ni} y Co_N .
- Un bajo nivel de los incrementos de los diferentes atributos, sugiere un insipiente desarrollo de la corteza de intemperismo.
- El mayor nivel de los incrementos de Co_N con relación a los del Ni_N pudiera indicar, también, la juventud de la corteza de intemperismo.
- Un bajo desarrollo de la corteza de intemperismo tiene reflejo, también, en la existencia de "islas" de la roca madre y, en el poco espesor medio determinado: 4.2 m (1.5 ± 0.5 m de escombros y 2.7 ± 0.5 m de cuerpo mineral).
- El espesor del cuerpo mineral es bastante constante, con excepción de los puntos de afloramiento de la roca madre.
- La ley media de los elementos principales puede estar en el orden siguiente: Ni (0.85-0.90%), Co (0.10-0.15%), Fe (45-50%), Cr (1.7-2.2%), Al (5-10%), Si (2.0-3.0%) y Mg (0.40-0.70%), sugiriendo un protolito tipo harzburgita olivínica.

ABSTRACT

Are summarized the results of the Recognition Works for nickeliferous regolith profiles with the **Redox Complex** in the sector Camarioca East, Moa region, executed in a line with longitude of 0.45 km, step of observation of 32 m. These works, with complementary character, were carried out simultaneously in an area that was being, investigated by conventional methods. The outlined task consisted on evaluating, orientatively, the thickness of the regolith profile defining, inside this, the mineral body and establishing approaches about the nature and quality of the same one.

The results of the works are the following ones:

- An acceptable correlation exists among the measured attributes, being good, in particular, for $I\gamma_{\text{Ni}}$, K_{Ni} and Co_N .
- A low level of the increments of the different attributes, suggests a weak development of the regolith profile.



- The biggest level in the increments of Co_N with relationship to those of the Ni_N could indicate, also, the youth of the regolith profile.
- A weak development of the regolith profile has reflection, also, in the existence of "islands" of the bedrock and, in the little mean thickness determined: 4.2 m (1.5 ± 0.5 m of debris and 2.7 ± 0.5 m of mineral body).
- The thickness of the mineral body is quite constant, except for the points of outcrop of the bedrock.
- The mean law of the main elements can be in the following order: Ni (0.85-0.90%), Co (0.10-0.15%), Fe (45-50%), Cr (1.7-2.2%), Al (5-10%), Si (2.0-3.0%) and Mg (0.40-0.70%), suggesting a protolite type olivinic harzburgite.

INTRODUCCION

Los depósitos niquelíferos de corteza de intemperismo areales, según [2], recubren, como un manto, las rocas primarias (duníticas, periodotíticas y piroxeníticas), a cuya transformación residual deben su origen. La superficie inferior de estos depósitos tienen una morfología compleja pudiendo estar complicada por la tectónica y presentando una transición gradual a rocas no alteradas. El contorno externo de los mismos es regularmente sinuoso y en el interior del cuerpo mineral hay ventanas de rocas no alteradas. Las dimensiones de los cuerpos oscilan desde varios centenares hasta miles de metros de diámetro, con espesor del orden de decenas de centímetros hasta algunas decenas de metros. Es típica una zonalidad vertical en la distribución de los elementos que migran juntos en el perfil de la corteza de intemperismo: Fe-Co-Ni, viéndose aumentado el contenido de Ni entre 5 y 15 veces al que existe en la roca primaria. Así, el Ni se separa considerablemente del Fe y del Co por su difícil oxidabilidad y su deposición para valores bajos del Eh y pH.

De lo anterior, se hace evidente que las cortezas niquelíferas son un tipo de objetivo difícil y costoso para la prospección desde las etapas más tempranas de investigación. En su estudio no se conoce de antecedentes del empleo de técnicas geofísico - geoquímicas no convencionales de exploración, como el **Complejo Redox**, a pesar de su potencial aplicabilidad desde el punto de vista teórico. Es por eso que, como parte del Proyecto I+D 244 (*Redox II*, 2003-2004) del IGP y, en colaboración con la Facultad de Geología del ISMM de Moa y la Planta de Níquel Ernesto Che Guevara, se realizaron, en el mes de Marzo del 2003, Trabajos de Reconocimiento para cortezas niquelíferas con el **Complejo Redox** en el sector Camarioca Este, región de Moa. Los trabajos se realizaron según un perfil de 0.45 km con paso de observación 32 m. La tarea planteada consistía en evaluar, orientativamente, el espesor de la corteza de intemperismo delimitando, dentro de ésta, el cuerpo mineral y estableciendo criterios sobre la naturaleza y calidad del mismo.

MATERIALES Y METODOS

El **Complejo Redox** (Potencial Redox, Susceptibilidad Magnética, Reflectancia Espectral y Pedogeoquímica) [1] es un complejo de técnicas geofísico – geoquímicas no convencionales de exploración, usado para la detección directa y evaluación de diversos objetos de naturaleza metálica, el cual se basa en el **Principio Geoquímico de la Migración Vertical de Iones Metálicos** hacia el suelo (Fig.1). Este complejo, brinda información sobre las modificaciones del medio que tienen lugar en la parte superior del corte, directamente sobre el objetivo, controladas por las particularidades de composición, grado, rasgos geométricos y de yacencia del mismo, por lo que resulta particularmente efectivo en su localización y caracterización, permitiendo la optimización de la toma de decisiones y la elevación de la tasa de éxito de la perforación exploratoria.

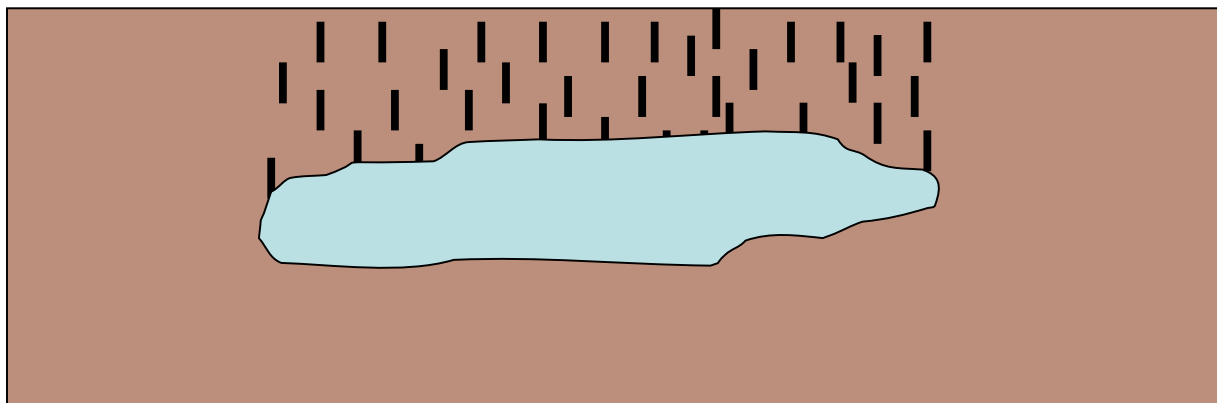


Fig. 1. Esquema representativo del Principio de la Migración Vertical de Iones Metálicos

Para la medición in situ del Potencial Redox en suelos (Uredox) (Fig.2) se utilizan dos electrodos conectados a un milivoltímetro digital de alta impedancia de entrada (sensibilidad 0.1 mV): uno inerte de platino, y otro de referencia de cobre (electrodo no polarizable- comercial), ubicados inmediatamente próximos dentro de un hoyo de 20 - 30 cm de profundidad. La comunicación iónica que cierra el circuito se garantiza a través de la cerámica porosa del electrodo de referencia. Las mediciones con el dispositivo descrito tienen un comportamiento transiente, determinándose el potencial mediante un algoritmo a partir de varias lecturas con una diferencia de tiempo entre ellas constante. La calidad de las observaciones de Potencial Redox se evalúa a partir del error absoluto en la determinación del potencial, considerando un 10% de mediciones de repetición efectuadas en los mismos hoyos utilizados para las mediciones ordinarias. La precisión aceptada para las aplicaciones descritas no debe superar los 10 - 15 mV.



Fig. 2. Proceso de la medición in situ del Potencial Redox en suelos

La medición de la Susceptibilidad Magnética (Kappa) (Fig.3) se realiza con un kappámetro KT-5 (sensibilidad $1 \cdot 10^{-5}$ SI), efectuando varias lecturas en el hoyo las cuales se promedian. La calidad de las observaciones de campo se evalúa a partir del error relativo en la determinación del valor medio de Kappa, considerando un 10% de mediciones de repetición en los mismos hoyos. La precisión aceptada no debe superar el 10 - 15%.



Fig. 3. Proceso de la medición in situ de la Susceptibilidad Magnética en suelos

Si las mediciones se realizan en un solo perfil, como es el caso, el total de las muestras tomadas de los puntos de observación se someten al estudio de la Reflectancia Espectral y al Análisis Químico de elementos metálicos.

La medición de la Reflectancia Espectral (Fig.4) se realiza con el Radiómetro Multiespectral CROPSCAN Modelo MSR5, de cinco bandas (485, 560, 660, 830 y 1650) sobre muestras con un peso mínimo de 60 g, empleando un diseño especialmente preparado para esos efectos. La calidad de las observaciones se evalúa a partir del error absoluto en la determinación de la Reflectancia Espectral en cada banda, considerando un 10% de mediciones repetidas al término del trabajo en el día. La precisión aceptada no debe superar el 0.5%.



Fig. 4. Proceso de medición de la Reflectancia Espectral en muestras de suelos

En la Pedogeoquímica se utilizan digestiones convencionales y la Espectroscopia con ICP o el Análisis por Fluorescencia de Rayos X, como es el caso del presente trabajo. Los análisis químicos fueron realizados en el Centro de Investigaciones del Níquel, en la región de Moa.



Los datos de campo del **Complejo Redox** son procesados con el **SISTEMA REDOX** (Fig.5), elaborado especialmente para este complejo de técnicas, el cual se vincula con otros sistemas profesionales como MICROSOFT EXCEL, SURFER e ILWIS , para las salidas en forma de gráficos por perfil, planos de isolíneas y el acceso a imágenes (Escenarios Landsat y aerogeofísicos). Las bases de datos son creadas en ACCESS y se convierten al formato XYZ.

The screenshot shows the 'Microsoft Access - [Tabla_Proyecto]' window. It features a menu bar with options like 'Permisos', 'Editar', 'Datos', 'Reportes', 'Interpretación', 'Herramientas', 'Exportar', 'Definiciones', 'Creditos', 'Ayuda', and 'Salir'. The main interface is divided into several sections:

- Buscar:** A dropdown menu showing 'Majagua 2'.
- Proyecto o Servicio:** A dropdown menu showing 'Majagua 2'.
- Objetivo:** A table with columns 'Objetivo', 'Inicio', and 'Termino'. It lists 'Petróleo' and '(ninguno)'.
- INFORMES:** A list of reports including 'IGP', 'ONRM', 'Ceinpet', 'EPEP Majagua', and '(ninguno)'.

Objetivo	Inicio	Termino
Petróleo	25/02/2003	03/03/2003
(ninguno)		
- AUTORES:** A list of authors including 'Pardo Echarte Manuel' and '(ninguno)'.
- Reducción Normalización:** A section with icons for data processing.
- SECTOR:** A table with columns 'Sector', 'EscalaHor', 'Cono', 'No Hoja', 'Nombre Hoja', 'DistLineas', 'EQ1', 'EQ2', and 'Provincia'. It lists 'Jatibonico', 'Morón', and 'San Miguel de Bagá'.
- LINEAS:** A table with columns 'Línea', 'Fecha', 'Hora I', 'Hora T', 'DistEstacas', 'Acimut', 'PFO', and 'PFC'. It lists 'Jatibonico Landsat' and 'Jatibonico Nuevo'.
- OPERADOR:** A list of operators including 'Pardo Echarte Manuel' and '(ninguno)'.
- ESTACAS:** A large table with columns 'Estaca', 'Muestra', 'LonG', 'LonM', 'LonS', 'LatG', 'LatM', 'LatS', 'CoordX', 'CoordY', 'Tipo de Suelo', and 'Observaciones'. It lists various sample points and their coordinates.

Fig. 5 Interfase de adquisición de datos del **Sistema Redox**

El empleo de la Radiometría dentro del **Complejo Redox** para la caracterización y evaluación de cortezas de meteorización metálicas con contribución radioactiva (niquelífera y bauxítica), conglomerados auríferos, así como cuerpos horizontales de asfaltitas, está sustentado en el **Principio de la Migración Vertical de Iones Metálicos**: La columna de iones metálicos que migran verticalmente desde el cuerpo mineral, siendo solo función de su espesor y ley, asume un carácter reductor debido a la afluencia hacia ella de electrones. Esta columna reductora funciona, a su vez, como una barrera geoquímica de los radioisótopos en migración, resultando en una concentración de los mismos proporcional a este carácter y, por ende, en última instancia, a los parámetros de la fuente metálica que lo provocan. En consecuencia y, como prueba de la validez de su empleo, la actividad gamma medida en el suelo debe ser proporcional al contenido de elementos metálicos útiles provenientes de la fuente, el cual es, a su vez, función de los parámetros de espesor y ley de la misma.



Las mediciones radiométricas, efectuadas con un radiómetro SRP 68-01, exigen de una metodología especial, la cual considera el retiro de la capa más superficial del suelo (5-10 cm) y la promediación de varias lecturas por punto de observación. La calidad de las observaciones se evalúa a partir del error relativo en la determinación del valor medio de I_{γ} , considerando un 10% de mediciones de repetición. La precisión aceptada no debe superar el 10%.

Los mejores resultados se obtienen para áreas donde se dispone de información de control: contenidos de elementos radioactivos y económicos en muestras de suelos tomadas de puntos de observación dentro y fuera de los límites del cuerpo mineral y, donde se conozcan sus características y espesor por datos de alguna perforación aislada. Las zonas estériles (fuera de los límites del cuerpo mineral) deben ser caracterizadas con precisión a fin de poder evaluar adecuadamente los niveles de fondo de cada atributo medido.

RESULTADOS

El problema de la interpretación de los datos del **Complejo Redox** considera la identificación, en términos de gradientes (incrementos o decrementos respecto al fondo local), del comportamiento de cada atributo ante la contribución anómala de elementos metálicos provenientes de la fuente. De ahí que resulte pertinente tratar con atributos reducidos o normalizados con respecto al fondo local (en dependencia de que la distribución de los mismos sea normal o lognormal), logrando que las observaciones sean independientes de la litología y la tectónica del área. Un aspecto importantísimo resulta, entonces, la objetiva y correcta determinación de los diferentes niveles de fondo, los cuales determinan, en última instancia, la precisión de las estimaciones cuantitativas.

Los resultados de los estudios realizados en el perfil de medición se presentan en la Figura 6. Se han utilizado líneas verticales para facilitar el exámen comparativo en el comportamiento de los diferentes atributos. En general, se observa una aceptable correlación entre los atributos medidos, siendo buena, en particular, entre $I_{\gamma N}$, $K_{\gamma N}$ y Co_N . Para $Uredox_R$ y RE_R se observan decrementos más generales en correspondencia con los incrementos de los primeros atributos. Se constata la existencia de un bajo nivel de los incrementos (o decrementos) de los diferentes atributos, sugiriendo un insipiente desarrollo de la corteza de intemperismo. Este criterio es apoyado, también, por el mayor nivel de los incrementos de Co_N con relación a los del Ni_N , pues apunta a la juventud de la corteza de intemperismo y decide, junto con los elementos anteriores, su elección con fines de las estimaciones. Los mayores y más estables incrementos (o decrementos) de los atributos medidos se observan para las posiciones 8-13 del perfil, donde se espera el mayor desarrollo de la corteza de intemperismo y del cuerpo mineral.

Las estimaciones del espesor del cuerpo mineral se realizaron a partir de expresiones matemáticas obtenidas por vía empírica.

En la Tabla I. se muestra el espesor del cuerpo mineral estimado a lo largo del perfil de medición. Para cada punto de observación, se exhibe el valor de los atributos normalizados, la potencia estimada correspondiente y el espesor ponderado para los atributos considerados en el cálculo (a la derecha de la tabla). La principal ambigüedad en la interpretación de los datos del **Complejo Redox** para este tipo de objetivo está dada por la necesidad de considerar una profundidad media constante hasta el tope del cuerpo mineral (espesor de escombros), no obstante, ulteriormente, para el dibujo final de la sección geológica, esta profundidad se adecua considerando las variaciones del piso del cuerpo mineral.



Al examinar los resultados de la Tabla I., se hace evidente el poco desarrollo de la corteza de intemperismo lo cual tiene reflejo en la existencia de "islas" de la roca madre (posiciones 2 y 7) y, en el bajo nivel de espesor medio determinado: 4.2 m (1.5 ± 0.5 m espesor de escombros y 2.7 ± 0.5 m espesor del cuerpo mineral). El espesor de la corteza (y cuerpo mineral) a lo largo del perfil es bastante constante, con excepción de los puntos de afloramiento de la roca madre.

Al evaluar los resultados de la Pedogeoquímica con vistas a establecer la posible ley de los diferentes elementos en el cuerpo mineral y de ese modo poder emitir algún criterio sobre el probable protolito, se aplicó a los datos originales un coeficiente multiplicativo, determinado por vía empírica. Así se pudo establecer que la ley media de los elementos principales puede estar en el orden siguiente: Ni (0.85-0.90%), Co (0.10-0.15%), Fe (45-50%), Cr (1.7-2.2%), Al (5-10%), Si (2.0-3.0%) y Mg (0.40-0.70%), sugiriendo la posible pertenencia a un protolito tipo harzburgita olivínica.

Tabla I. Espesor del cuerpo mineral estimado a lo largo del perfil de medición.

SECTOR CAMARIOCA ESTE (Paso de observación 32 m)										
Pos.	Con	Ign	Kn	PCon	PIgn	PKn	Espesor (m)	Con	Ign	Kn
1	1.6	1.6	4.9	3	3.3	4.4	3.1 ± 0.3	x	x	
2	999	999	999	999	999	999	0.1 ± 0.1			
3	1	1.1	1.6	2.3	2.5	2.9	2.5 ± 0.6	x	x	x
4	1.1	1	1	2.5	2.3	2.3	2.4 ± 0.2	x	x	x
5	1.2	1.1	0.7	2.5	2.5	2	2.5 ± 0.0	x	x	
6	2.2	1.4	1.3	3.5	3	2.6	3.3 ± 0.5	x	x	
7	999	999	999	999	999	999	0.1 ± 0.1			
8	1	1.1	1.2	2.3	2.5	2.5	2.4 ± 0.2	x	x	x
9	1.4	1.3	1.3	2.7	2.7	2.6	2.7 ± 0.1	x	x	x
10	1.1	1.2	2.1	2.5	2.6	3.3	2.8 ± 0.8	x	x	x
11	1.7	1.4	2.1	3.2	3	3.3	3.2 ± 0.3	x	x	x
12	1.5	1.3	1.3	2.8	2.7	2.6	2.7 ± 0.2	x	x	x
13	0.8	0.8	2	2	2.1	3.2	2.0 ± 0.1	x	x	
14	2.4	0.8	1.1	3.6	2.1	2.4	2.9 ± 1.5	x	x	x
								12	12	8

DISCUCION

Los resultados de los estudios realizados con el **Complejo Redox** sobre la corteza de intemperismo niquelífera del sector Camarioca Este, fueron confrontados con la información geológica de perforación y geoquímica, disponible en la Empresa Geominera Oriente. Los resultados de esta confrontación se presentan en la tabla a continuación:



Tabla II. Confrontación de los resultados en la aplicación del **Complejo Redox** vs. los de la prospección convencional.

CARACTERISTICA	COMPLEJO REDOX	PROSPECCION CONVENCIONAL
Desarrollo de la corteza de intemperismo	Insipiente	Insipiente
Espesor medio de la corteza de intemperismo	4.2±0.5 m	5.06
Espesor medio de escombros	1.5±0.5 m	1.35
Espesor medio del cuerpo mineral	2.7±0.5 m	3.71
Variabilidad del espesor del cuerpo mineral	Pequeña, exceptuando las islas de la roca madre	Mediana, exceptuando las islas de la roca madre
Ley media de los principales elementos del cuerpo mineral	Ni (0.85-0.90%), Co (0.10-0.15%), Fe (45-50%), Cr (1.7-2.2%), Al (5-10%), Si (2.0-3.0%) y Mg (0.40-0.70%)	Ni (0.95-1.12%), Co (0.092-0.124%), Fe (45-50%), Cr (-), Al (7.27-9.97%), Si (4.67-6.15%) y Mg (0.90-2.20%)
Probable protolito	Harzburgita olivínica	Harzburgita

Las estimaciones de espesor realizadas con el **Complejo Redox** resultan algo inferior por haber utilizado en la interpretación el elemento Co que, como se conoce, se encuentra por encima del Ni dentro de la zonación metalífera de la corteza.

A fin de hacer representativas las características técnico-económicas ventajosas de este tipo de trabajo de reconocimiento se ofrecen a continuación los siguientes datos:

- No. De participantes – 3
- Puntos físicos - 14, Categoría III
- Tiempo – 3.2 hrs.
- Costo – \$1500.00 UM (\$200.00 MLC)

CONCLUSIONES

Como resultado de los estudios realizados con el **Complejo Redox** sobre la corteza de intemperismo niquelífera del Sector Camarioca Este, se puede concluir lo siguiente:

1. Existe una aceptable correlación entre los atributos medidos, siendo buena, en particular, para $I_{\gamma N}$, $K_{\gamma N}$ y Co_N .
2. Un bajo nivel de los incrementos de los diferentes atributos, sugiere un insipiente desarrollo de la corteza de intemperismo.
3. El mayor nivel de los incrementos de Co_N con relación a los del Ni_N pudiera indicar, también, la juventud de la corteza de intemperismo.
4. Un bajo desarrollo de la corteza de intemperismo tiene reflejo, también, en la existencia de "islas" de la roca madre y, en el poco espesor medio determinado: 4.2 m (1.5±0.5 m de escombros y 2.7±0.5 m de cuerpo mineral).
5. El espesor del cuerpo mineral es bastante constante, con excepción de los puntos de afloramiento de la roca madre.
6. La ley media de los elementos principales en el cuerpo mineral puede estar en el orden siguiente: Ni (0.85-0.90%), Co (0.10-0.15%), Fe (45-50%), Cr (1.7-2.2%), Al (5-10%), Si (2.0-3.0%) y Mg (0.40-0.70%), sugiriendo un protolito tipo harzburgita olivínica.



7. Los resultados de la confrontación con los datos geológicos y geoquímicos convencionales permiten recomendar el **Complejo Redox** para trabajos de Reconocimiento en los estadios iniciales de la investigación.

BIBLIOGRAFIA

1. Pardo, M., R. Stout y otros, 2003. El Complejo Redox: Estado del Arte en el 2002. Memorias del V Congreso Cubano de Geología, La Habana.
2. Smirnov, V. I., 1982. Geología de Yacimientos Minerales. Edit. Mir, Moscú, 654 pp.

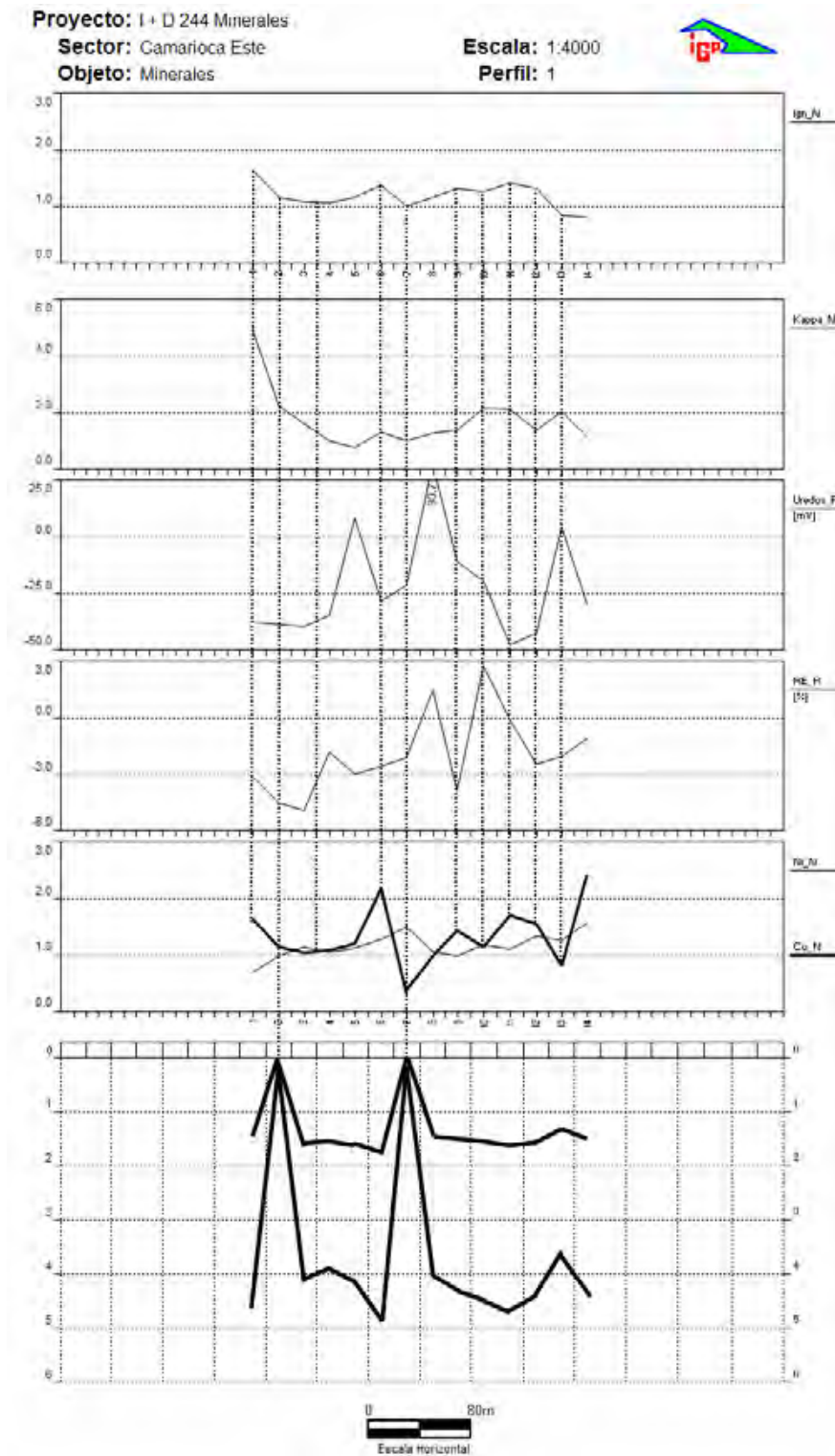


Fig. 6. Resultados de los estudios en el perfil de medición

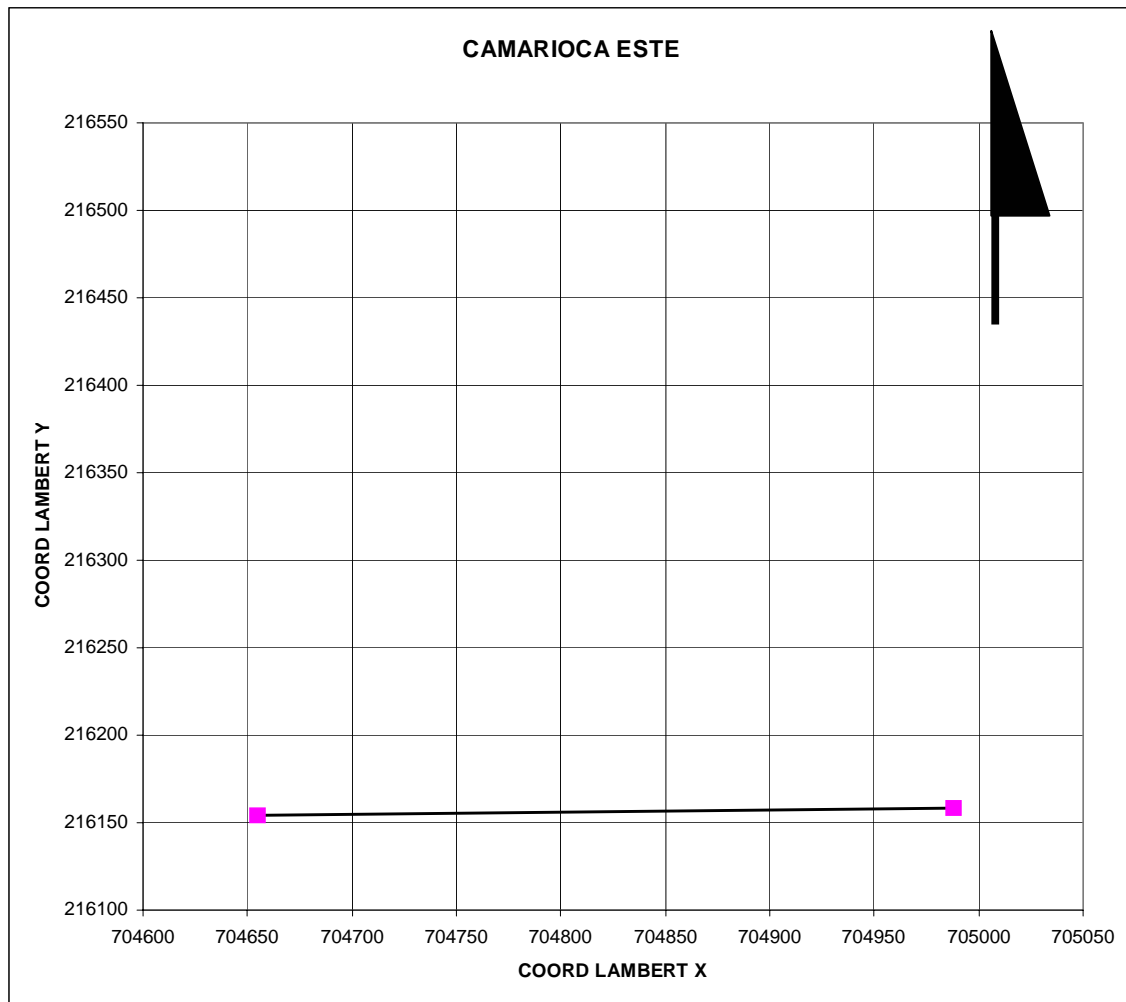


Fig.7 Ubicación del perfil de medición



LIMITACIONES EN LA UTILIZACIÓN DE LOS MÉTODOS AEROGAMMA ESPECTROMÉTRICOS PARA RESOLVER TAREAS DE PROSPECCIÓN-EXPLOTACIÓN DE LATERITAS FERRONIQUELÍFERAS EN CUBA NOR-ORIENTAL.

Roberto Sánchez Cruz(1), Eric M. Escobar Díaz(2), Beatriz Rodríguez Basante(1), Leodegario Lufriú Díaz(1).

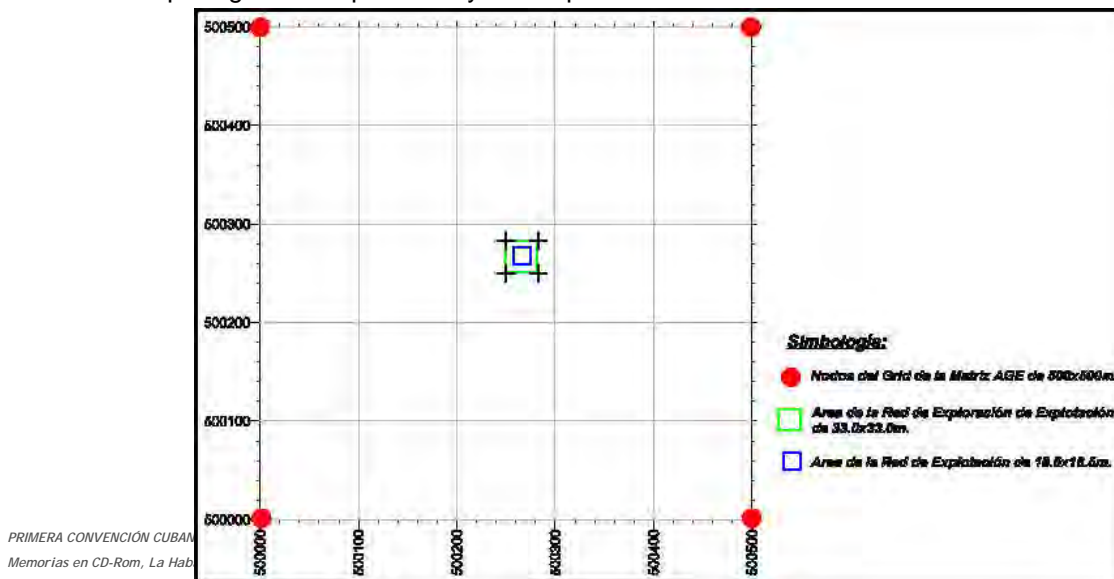
(1) Instituto de Geología y Paleontología (IGP), (2) Centro Nacional de Investigaciones Sismológicas (CENAIIS)

El desarrollo de potentes software de procesamientos e interpretación de datos y su cada vez más amigable explotación, ha traído como consecuencias negativas que algunos especialistas de las geociencias, sin los debidos conocimientos de las tareas a resolver, ni del alcance de los datos que manejan, se den frecuentemente a la tarea de trasponer métodos de probada eficacia bajo determinadas condiciones geológicas a otras, violando principios elementales de las geociencias y de la lógica, presuponiendo la idea de que cualquier resultado obtenido de un procesamiento interactivo automatizado es verdadero y brinda una explicación de tal o cual problema.

El Levantamiento AeroGamma Espectrométrico(AGE) de Cuba fue realizado en todo el país a escala 1:50000, con detallamientos 1: 25000, por lo que cualquier aplicación a realizar debe tomar como base que los datos actualmente se hallan en un arreglo matricial de 500x500m, y cualquier extrapolación de sus resultados a escalas mayores que 1:25000-1:10000, es un error fatal que compromete la seriedad de cualquier investigación, arriesgando criminalmente los recursos de las compañías, y/o entidades enroladas en ella. Además, por el carácter puntual, altamente influenciado, del dato durante su adquisición, la extrapolación de sus resultados a diferencia de los métodos potenciales debe ser mucho más cuidadosa.

La precisión de los datos AGE, los valores de fondo calculados y los intervalos de isolíneas con los que fueron contruidos los mapas del sector Guantánamo Norte, no condicional en el 50% de su territorio, donde se incluyen los vuelos sobre nuestros más conocidos depósitos de Ni+Co indican que los valores de concentración mínima anómala de los radioelementos oscila para: U entre 4.3-6.0x10⁻³%; para Th entre 3.2 -5.0x10⁻³% y para el K entre 1.5-2.4x10⁻³% y que la dispersión y el solape de los rangos de datos es tal que el agrupamiento estadístico, amén de las complejidades geológicas incluye el elevado error de la adquisición del dato, tornando muy ambigua, por indiferenciable, las respuestas de los distintos canales ante diferentes litotipos.

Se presentan mapas de los radioelementos con los posibles intervalos que según distintos investigadores caracterizan las cortezas ferro-niquelíferas, demostrándose por su dispersión la imposibilidad de su cartografía a escalas medias, sin mencionar por supuesto la irracionalidad de su utilización para guiar la exploración y/o la explotación.





Demostración de la imposibilidad de cartografiar elementos de las dimensiones de las redes de exploración de explotación con el Grid de la matriz aerogamma-espectrométrica.



RECUPERACIÓN DEL COBALTO DE LOS ESCOMBROS LATERÍTICOS CUBANOS MEDIANTE LA LIXIVIACIÓN CON ÁCIDOS ORGÁNICOS.

Noel Caridad Bruguera Amarán⁽¹⁾, Orquídea Coto Pérez⁽²⁾, Juan Rodríguez Gamboa⁽³⁾, y Eulicer Fernández marisma⁽³⁾

(1) Delegación Territorial del CITMA. Colón 106, e/ Maceo y Virtudes. Pinar del Río. Cuba. E. Mail: nobrama@geco.pinar.cu

(2) Laboratorio de Biotecnología de los Metales. Facultad de Biología. Universidad de la Habana. E. Mail: orcope@yahoo.com

(3) Laboratorio de Hidrometalurgia. Facultad de Metalurgia y Electromecánica. ISMM. "Dr C Antonio Núñez Jiménez". Moa. Holguín. E. Mail: efernandez@ismm.edu.cu

RESUMEN

En la industria cubana del níquel, no solo se opera hacia la extracción fundamentalmente del níquel, sino que además, la extracción minera se realiza garantizando contenidos superiores a 0.9% de níquel, debido a una minería altamente selectiva. Los materiales lateríticos con contenidos inferiores a este límite son considerados minerales fuera de balance o escombros lateríticos los cuales son depositados en el propio yacimiento con el consiguiente impacto ambiental en la región. Las vías convencionales de tratamiento de las menas lateríticas no han posibilitado el aprovechamiento de estos residuos mineros. La lixiviación con ácidos orgánicos constituye una alternativa para el tratamiento de estos residuales ferruginosos, los que permiten la extracción de metales como el cobalto de forma selectiva.

Se establecieron los parámetros físico – químicos fundamentales en la recuperación del cobalto con el ácido tartárico a escala de banco, logrando la extracción de más del 90% del cobalto contenido en este residuo a la temperatura de 60°C, 140 rpm de agitación, 5% de porcentaje de sólido y una granulometría de la mena inferior a 90 µm en cinco días de lixiviación, empleando una disolución de ácido tartárico de 0.5 mol/L. Además, se realiza una caracterización medioambiental de los principales impactos generados por los escombros lateríticos en esta región.

ABSTRACT

In the Cuban industry of the nickel, not alone it is operated fundamentally toward the extraction of the nickel, but rather also, the mining extraction is carried out guaranteeing superior contents to 0.9% of nickel, due to a highly selective mining. The lateritic material with inferior contents to this limit minerals are considered outside of balance or lateritic brashes which are deposited in the own location in the rising environmental impact in the region.

The conventional roads of treatment of the lateritic ores have not facilitated the use of these mining residuals. The leaching with organic acids constitutes an alternative for the ferruginous treatment of these residual ones, those that allow the extraction of metals like the cobalt in a selective way.

The settled down parameters physique - chemical fundamental in the recovery of the cobalt with the tartaric acid to bank scale, achieving the extraction of more than 90% of the contained cobalt in this residual to the temperature of 60°C, 140 rpm of agitation, 5% of solid percentage and a grain of the inferior ore to 90 µm in five days of leaching, using a dissolution of tartaric acid of 0.5 mol/L. Also, she is carried out an environmental characterization of the main impacts generated by the lateritic brashes in this region.



INTRODUCCIÓN

El continuo agotamiento de las reservas de minerales lateríticos a nivel mundial, resultado de la explotación marcadamente irracional en una gran parte de los países productores con el consiguiente impacto ambiental en estos; ha determinado en gran medida el evidente perfeccionamiento que ha estado sujeta la Industria Metalúrgica dedicada al procesamiento de estos minerales.

En la industria de procesamiento de las menas lateríticas, no solo se opera hacia la extracción fundamentalmente del níquel, sino que además, la extracción minera se realiza garantizando contenidos superiores a 0.9% de níquel, producto de una minería selectiva. De ahí que los materiales con contenidos menores a este límite son considerados Escombros Lateríticos o minerales fuera de balance, los cuales constituyen residuales de la actividad minera. Sin embargo, para muchos metales (como el cobalto, manganeso, aluminio, platinoides, y otros) constituye una materia prima de gran valor.

La presencia de estos minerales de baja ley en níquel en las capas superiores de los yacimientos lateríticos, agudiza de manera constante la problemática de los costos de la minería que durante la explotación minera son separados de la masa de mineral y transportados hacia las escombreras, trayendo consigo altos gastos energéticos y de transportación.

Durante los últimos años, la industria cubana del níquel se ha tenido que enfrentar con problemas cada vez más agudos, con relación a las exigencias de los mercados internacionales y la problemática ambiental; algunos de ellos se concretan en: incremento continuo de los costos de minería y del proceso extractivo, precios muy inestables y bajos en los mercados internacionales y una preocupación social creciente en relación con la contaminación producida por las plantas de tratamiento y los residuos de la Minería. Esta situación empeora, al considerar otros factores como; la subida de los costos de amortización en las inversiones asociadas al perfeccionamiento de las tecnologías existentes y de la energía en sus diferentes formas empleadas por estas.

Los volúmenes de mineral fuera de balance, generados por la industria cubana del níquel superan los tres millones de toneladas anuales. Estas grandes acumulaciones de mineral ocasionan un serio desequilibrio en el ecosistema de la región y fuera de ella, en detrimento de la calidad de vida en sentido general.

Según investigaciones de **Miranda [1998]**, la ulterior acumulación de las menas fuera de balance en el lecho marino, tiene una fuerte incidencia en este sistema ecológico, la cual puede incrementarse por la acción de los vientos alisios a causa del enturbiamiento de las aguas. Por otra parte, los Escombros son una enorme fuente de polución, si se tiene en cuenta, que en los períodos de intensa o moderada sequía se generan grandes volúmenes de polvo con altos contenidos de metales pesados que inciden de manera significativa en la calidad ambiental y de vida de la toda la región.

Según datos geológicos, la potencia de los Escombros Lateríticos o menas lateríticas fuera de balance, oscila entre 0.5 – 5m. Los contenidos de los valores metálicos más importantes varían entre: 0.5 – 0.9% para el níquel, 40 – 50% para el hierro, el cromo se encuentra entre 2 – 3%, el aluminio entre 8.5 – 13,3% y el cobalto oscila entre 0.03 - 0.07% aproximadamente. Por consiguiente, anualmente en la industria del níquel se dejan



de producir decenas de miles de toneladas de metales como es el caso del cobalto con alto valor comercial, solo por concepto de materiales fuera de balance.

No es hasta finales de la década de los 80, que se comienza a tener conciencia de los principales problemas que se originan alrededor del proceso extractivo de los minerales lateríticos de baja ley y de la necesidad de recuperar los valores metálicos presentes en este material, fundamentalmente el cobalto. Teniendo en cuenta que, a nivel mundial las reservas de cobalto en cortezas lateríticas poseen contenidos promedios de 0.2% y que en las menas de baja ley en níquel cubanas el contenido promedio de éste metal es alrededor de 0,1%, por lo que se puede afirmar que estas menas constituyen por consiguiente una potencial reserva de cobalto.

Es de resaltar que para el caso de la capa superior del perfil (zona hematítica o fuera de balance), no se ha implementado una tecnología para recuperar sus valores metálicos, lo cual corrobora lo planteado en análisis anteriores, sin embargo, constituye una fuente atractiva a considerar por la presencia en ella de metales como el cobalto (0.1 %), níquel (0.8 %), cromo (1.0 %) y otros. Aunque, en otros yacimientos (como Nueva Caledonia) la ley promedio de cobalto es aproximadamente 0.5 % (**F. Colin, D. Nahon, J. J. Trescases y A. J. Melfi, 1990**).

Las asbolanas ((Co,Ni)Mn₂₊₄O₄(OH)₂·xH₂O)), según (**Llorca, 1988**), constituyen las principales fases representantes de los minerales de manganeso en estos perfiles lateríticos y se le confiere gran importancia por ser la fase donde mayoritariamente se concentra el cobalto en la zona de los ocre inestructurales y estructurales. En sus trabajos, este autor demuestra la existencia de fases de asbolanas que solo tienen asociado al níquel (NiMn₂O₃(OH)₄·H₂O).

Lavaut, W., (1998), en investigaciones acerca de las tendencias geológicas del intemperismo de la región de Moa, reporta que el níquel, cobalto y manganeso son enérgicamente removidos durante la hidrólisis intermedia y final de los silicatos en las zonas litológicas superficiales y centrales. El níquel es absorbido casi totalmente (60 – 90%) por los geles de hierro y una pequeña parte por los geles de manganeso que al mismo tiempo se generan. La alta concentración del manganeso respecto al cobalto (diez veces mayor) y su liberación simultánea conducen a la sorción de casi todo el cobalto (80 – 90%) por los minerales de manganeso (asbolanas y otros), principalmente amorfos, sobre la base de la afinidad geoquímica de estos elementos. [**H. Sinnecker, 1969**].

Amplio ha sido el número de investigaciones en el campo de la hidrometalurgia, encaminadas a lograr un aprovechamiento definitivo y viable de las menas lateríticas fuera de balance, las cuales sin lugar a dudas, desde hace más de cinco décadas constituyen un desafiante inconveniente para los procesos extractivos, partiendo de que en su intencionada denominación como residual minero, arrastran consigo cuantiosas cantidades de metales valiosos.

Palacios y Rodríguez Gamboa (1997), estudiaron la recuperación del cobalto aplicando la lixiviación ácida a presión a un residuo de la lixiviación alcalina con hidróxido de sodio de lateritas fuera de balance, logrando extracciones de este metal superiores al 96 %. En este trabajo se logra una alta selectividad por el cobalto en el proceso extractivo en comparación con el níquel, hierro, manganeso y otros metales, cuando la presión es de 25 – 30 atm, y la temperatura de 180 – 220 °C.



En este proceso de redimensionamiento encuentran un espacio importante las nuevas alternativas tecnológicas que incidan cada vez menos en detrimento del medio ambiente en general. Particularmente, aquellas que cuentan con infraestructuras tecnológicas sencillas y que al mismo tiempo permitan combinarse con los procesos convencionales para lograr un tratamiento integral de estas menas sobre bases sostenibles; permitiendo extraer metales con valores estratégicos, como es el caso del cobalto, el paladio y otros.

De ahí que la concepción de un procedimiento hidrometalúrgico y en particular, que emplee agentes lixiviantes permisibles de reutilizar en el proceso extractivo. Además con equipamiento sencillos, que operen bajo condiciones físico – químicas y tecnológicas próximas a las normales y adecuadamente establecidas, garantizando la extracción selectiva del metal de interés; constituye una alternativa con potenciales perspectivas de desarrollo para la industria extractiva de hoy.

En tal sentido, la lixiviación con ácidos orgánicos, en algunos casos generados en los procesos metabólicos de microorganismos quimioheterótrofos con alta pureza para la extracción de metales como el cobalto, quien tiene en las menas lateríticas de baja ley en níquel una importante fuente de éste. Además, estos minerales, conforman la gama de residuales que agrupa el proceso minero de este tipo de reservas. Es una vía que acorde a los requerimientos de las tecnologías convencionales. Sin embargo para cumplimentar tal alternativa, es de vital importancia la determinación adecuada y precisa de las regularidades físico – químicas y tecnológicas de este proceso.

Desde la década de los ochenta se han desarrollado un número considerable de investigaciones encaminadas a tales propósitos. Específicamente, entre 1985 – 1989, el investigador alemán **Klaus Bosecker**, teniendo en cuenta los resultados precedentes derivados de las investigaciones de **Karavaiko (1977)**, **Torma (1977)**, **Brierley (1982)**, **Duff y Henderson (1963)** y muchos otros investigadores, analizó las posibilidades y prospectivas de lixiviar materiales lateríticos de diferentes yacimientos (Nueva Caledonia, Filipinas, Brasil y Australia) para la recuperación fundamentalmente de níquel, empleando para ello como agentes lixiviantes un número considerable de ácidos orgánicos.

La introducción de las nuevas técnicas biotecnológicas en la extracción de metales a partir de minerales lateríticos ha ampliado el campo de aplicación de la química orgánica y especialmente la de los ácidos carboxílicos y sus transformaciones redox frente a los metales pesados y sus óxidos complejos.

Trabajos de **Burstaller y col, (1993)**, de igual forma, muestran valiosos resultados en la recuperación de metales por acidólisis y complejólisis, mostrando como evidencia que los metales son solubilizados solo por los ácidos excretados productos del metabolismo de los quimioorganoheterótrofos, principalmente en forma de ácidos orgánicos y no se ha identificado una participación directa del microorganismo en el proceso de solubilización del metal.

De acuerdo al análisis anterior, para la investigación se plantea el siguiente **problema**: El desconocimiento de los parámetros físico – químicos y las regularidades cinéticas del proceso de recuperación del cobalto contenido en las menas lateríticas fuera de balance, impide el aprovechamiento racional de estos recursos a nivel mundial. Como **objeto de estudio**, la mena laterítica fuera de balance o también identificada como Escombro Laterítico. Para ello se postuló la siguiente **hipótesis**: Sí se determinan los parámetros físico – químicos fundamentales y las regularidades cinéticas del proceso de recuperación



del cobalto contenido en las menas lateríticas fuera de balance mediante la lixiviación con ácidos orgánicos, se logrará un uso racional de estos minerales.

Con el propósito de abordar el problema identificado en la investigación se definió como **objetivo general**: Establecer los parámetros físico – químicos fundamentales y las regularidades cinéticas del proceso de lixiviación con ácidos orgánicos de las menas lateríticas fuera de balance, para la recuperación del cobalto de forma selectiva.

MATERIALES Y MÉTODOS.

En el trabajo se utilizó una amplia gama de reactivos, los cuales fueron empleados en el estudio de selección del agente lixiviante más adecuado, para la extracción del cobalto presente en la materia prima estudiada. A continuación se relaciona en la siguiente tabla los reactivos empleados:

Tabla I. Reactivos empleados como agentes lixiviantes en la investigación.

Nombre del reactivo	Naturaleza	Formula química.
Ácido Acético	Orgánica (Monocarboxílico)	$C_2H_4O_2$
Ácido Tánico	Orgánica (Monocarboxílico)	$C_4H_6O_6$
Ácido Salicílico	Orgánica (Monocarboxílico)	$C_7H_6O_3$
Ácido Cítrico	Orgánica (Tricarboxílico)	$C_6H_8O_7$
Ácido Oxálico	Orgánica (Dicarboxílico)	$C_2H_2O_4$
Ácido Tartárico	Orgánica (Dicarboxílico)	$C_4H_6O_6$
Ácido Sulfúrico	Inorgánica	H_2SO_4

La materia prima empleada en el proceso de lixiviación fue una mena laterítica de baja ley en níquel, la cual se seleccionó del Yacimiento Punta Gorda, en la región de Moa.

En las tablas siguientes se muestra la composición química de las menas fuera de balance empleadas en el proceso de lixiviación. Los análisis fueron realizados en el Laboratorio Analítico del Centro de Investigaciones de la Laterita, empleando para ello las técnicas de Espectroscopia de Fluorescencia de Rayos – X, Espectrofotometría de Absorción Atómica y la Espectrometría de Emisión Atómica por Plasma Inducido (ICP). Además mediante la Espectrofotometría de Absorción Atómica se analizaron los residuos sólidos de la lixiviación.

Tabla II. Composición química del mineral laterítico fuera de balance del Yacimiento Punta Gorda (Espectroscopia de Fluorescencia de Rayos – X).

Elementos químicos	-0.045 + 0.0 mm Contenido, %	-0.09+ 0.045mm Contenido, %	-0.25 + 0.15 mm Contenido, %	-0.3+0.25 mm Contenido, %
Ni	0.53	0.50	0.51	0.50
Co	0.065	0.058	0.052	0.050
Fe	42.00	42.00	43.10	42.30
Mn	0.74	0.70	0.72	0.65
Al	10.40	11.10	10.70	10.30
Mg	0.33	0.10	0.11	0.18
Zn	0.018	0.017	0.019	0.018
Si	1.80	1.30	1.30	1.40
Cr	1.74	1.72	1.76	1.81



Para la caracterización mineralógica de la mena empleada en la investigación, se empleó la Difractometría de Rayos X. Éstos análisis se realizaron en el Laboratorio de Difractometría de la Facultad de Ciencias Químicas, de la Universidad Complutense de Madrid, España a muestras de lateritas fuera de balance del Yacimiento Punta Gorda. La granulometría de las muestras fue de $-0,250 + 0,150$ mm y $-0,090 + 0,045$ mm.

Para la identificación de las fases mineralógicas, se emplearon los software: *X-Pert Plus* y el *X-Pert High Score*. Durante la caracterización mineralógica de estas muestras se hizo mayor énfasis en los minerales de manganeso, teniendo en cuenta la marcada asociación mineralógica del cobalto a estos minerales.

RESULTADOS Y DISCUSIÓN.

A través del análisis mineralógico se comprobó la existencia en los minerales lateríticos cubanos de fases asbolanas (Figura 1 y 2), portadoras de cobalto y níquel ($(Co,Ni) Mn_2O_4(OH)_{4+2x}(H_2O)$), (Sobol, 1968; Chukhrov et al, 1983; Manceau et al, 1987; Llorca, 1988). En éste análisis se identificó por vez primera la existencia en los minerales lateríticos de la región oriental de Cuba de una asbolana de níquel, $((Ni) Mn_2O_3 (OH)_4 H_2O)$. Esta fase fue reportada por Llorca (1988), durante la caracterización de minerales lateríticos de Nueva Caledonia. Al igual que la asbolana portadora de cobalto, cristalizan en el sistema hexagonal. Éste resultado ha permitido profundizar en la caracterización mineralógica de las lateritas cubanas.

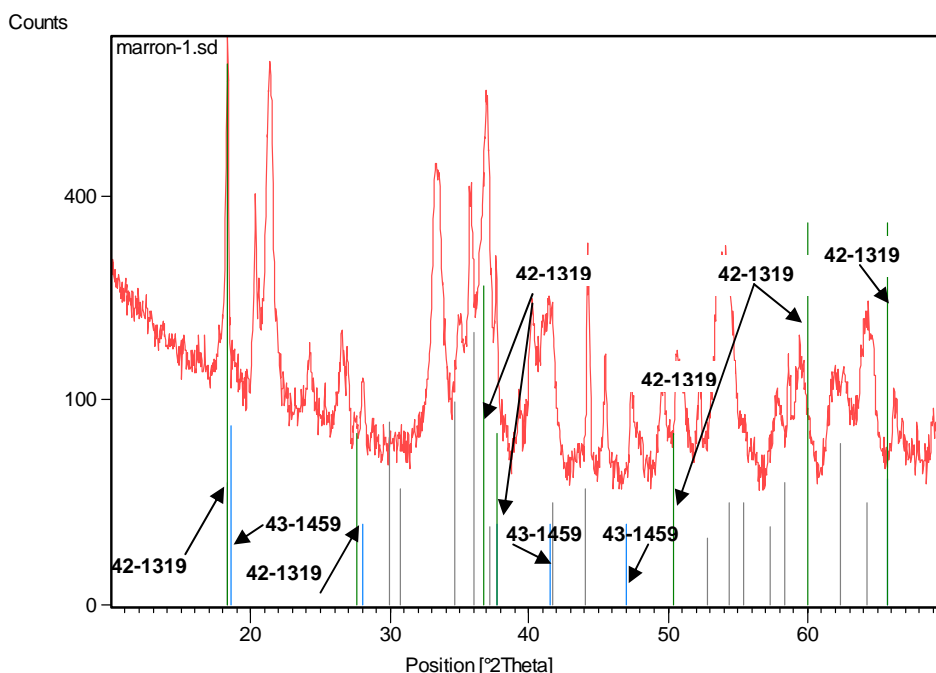


Figura 1. Difractograma de Rayos X. Fase Asbolana 43-1459 $((Co, Ni) Mn_2O_4 (OH)_{4+2x}(H_2O))$ y 42-1319 $((Ni) Mn_2O_3 (OH)_4 H_2O)$ a $(-0,250 + 0,200)$ mm).

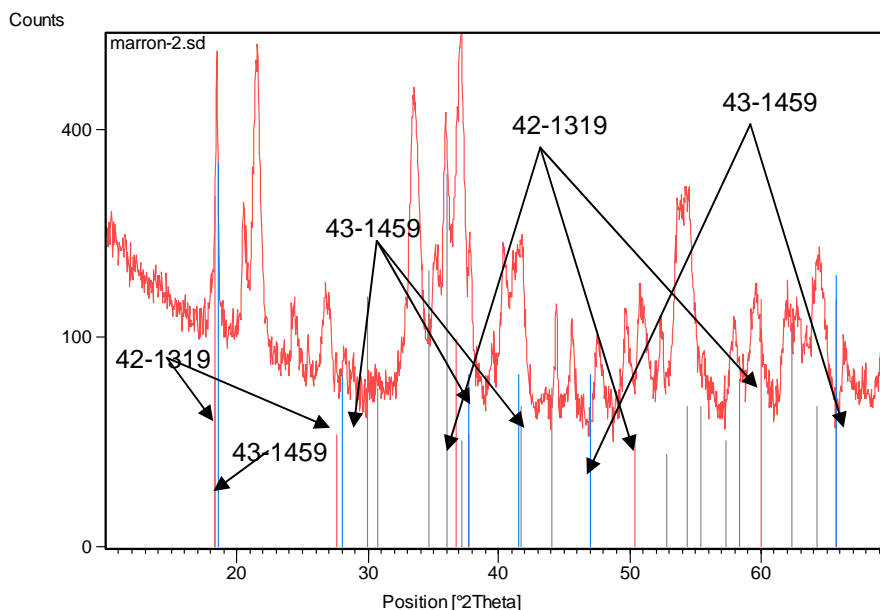


Figura 2. Difractograma de Rayos X. Fase Asbolana 43-1459 ((Co, Ni) Mn₂O₄ (OH)₄₊₂ x(H₂O)) y 42-1319 ((Ni) Mn₂O₃ (OH)₄ H₂O) a (-0,090 + 0,045 mm).

Al emplear seis ácidos orgánicos, en el estudio de selección del agente lixiviante para la recuperación del cobalto a partir de la mena laterítica de baja ley en níquel, se tomaron como referencia los ácidos y las condiciones físico – químicas establecidas por Bosecker (1988), durante el estudio de la biolixiviación de minerales lateríticos de Nueva Caledonia, Brasil, Filipinas y Australia, para la recuperación de níquel. Para las menas lateríticas cubanas, no se ha establecido con anterioridad un agente lixiviante de naturaleza orgánica que permita la recuperación del cobalto de manera efectiva. Se evaluó el porcentaje de recuperación del níquel, manganeso, aluminio, magnesio, cromo y el hierro en ésta mena; atendiendo a que el mineral posee una composición heterogénea y el control en la solubilización de los metales impurezas es vital para el proceso en cuestión.

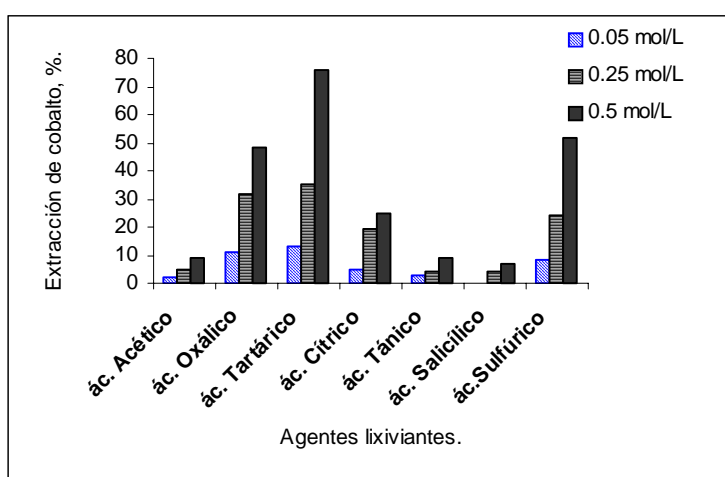


Figura 3. Influencia de la concentración inicial de los ácidos en la recuperación de cobalto a la granulometría de (-0.09 + 0.045 mm) en 20 días.



En los resultados mostrados en la Figura 3. se aprecia, que sólo el ácido tartárico extrae el 75% del cobalto contenido en la mena laterítica a la clase de tamaño $(-0.09 + 0.045 \text{ mm})$ en 20 días y la concentración inicial del ácido de 0.5 mol/L. Sin embargo a la granulometría $(-0.3 + 0.25 \text{ mm})$, la recuperación de éste metal es inferior al 15%. Al ser menor la granulometría de la mena, es mayor la superficie o área de contacto entre el sólido y la disolución, con lo que se ve favorecida la difusión del agente lixivante hasta el metal en la matriz del mineral.

Se comprobó, que la recuperación de cobalto se ve favorecida con el incremento de la concentración inicial de los ácidos orgánicos desde 0.05 a 0.5 mol/L. Al aumentar la concentración del ácido, aumenta la acidez del medio y con ello la concentración de iones hidrógenos, el que participa como agente lixivante en el proceso. A diferencia del ácido tartárico, el resto de los ácidos orgánicos empleados no superan el 50% de recuperación del cobalto.

La extracción del níquel con el ácido tartárico fue sólo del 9%, de hierro del 12% y 36% de manganeso. Del aluminio se extrajo el 40% y de magnesio el 11%. Estos resultados se obtuvieron a la clase de tamaño menor de 0,09 mm y concentración inicial de los ácidos de 0.5 mol/L. A la granulometría $(-0.3 + 0.25 \text{ mm})$, las recuperaciones de los metales impurezas fueron siempre inferiores.

De éste análisis, se comprueba que el tamaño de la partícula tiene un efecto determinante en la capacidad del agente lixivante para extraer el metal. Éste comportamiento indica que la solubilización del cobalto depende de la composición mineralógica que presenta la mena (Bosecker, 1988; Valix et al, 2001).

Al analizar el efecto de los parámetros físico químicos en la recuperación del cobalto a escala de banco se obtuvo el comportamiento mostrado en las siguientes figuras.

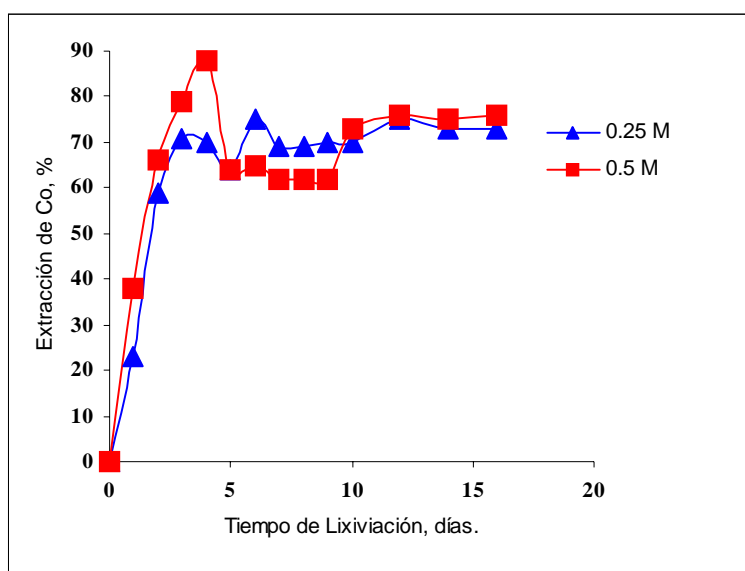


Figura 4. Influencia de la concentración inicial del ácido tartárico en la recuperación de cobalto.



Como se aprecia en la representación gráfica, a los cuatro días de lixiviación se logra el máximo de extracción del cobalto, cerca de un 90% a la concentración de 0.5 mol/L. A la concentración de 0.25 mol/L se extrajo el 71%. A partir de ahí, la lixiviación muestra una fluctuación en la extracción de cobalto a ambas concentraciones del ácido, sin llegar a superar el porcentaje de extracción obtenido en los primeros cuatro días. Se comprobó que está sujeto a la precipitación de sales de componentes de la disolución, como el aluminio con baja solubilidad.

El incremento en la concentración inicial del ácido tartárico favorece la extracción del cobalto (Figura 4). Esto está en correspondencia con los resultados obtenidos por Bosecker, (1988); Alibhai et al, (1991); Bruguera et al, (2001), quienes informaron que al emplear concentraciones de ácidos ya sean sintéticos o a las concentraciones que los microorganismos los producen, se aprecia un incremento en la extracción del metal de interés.

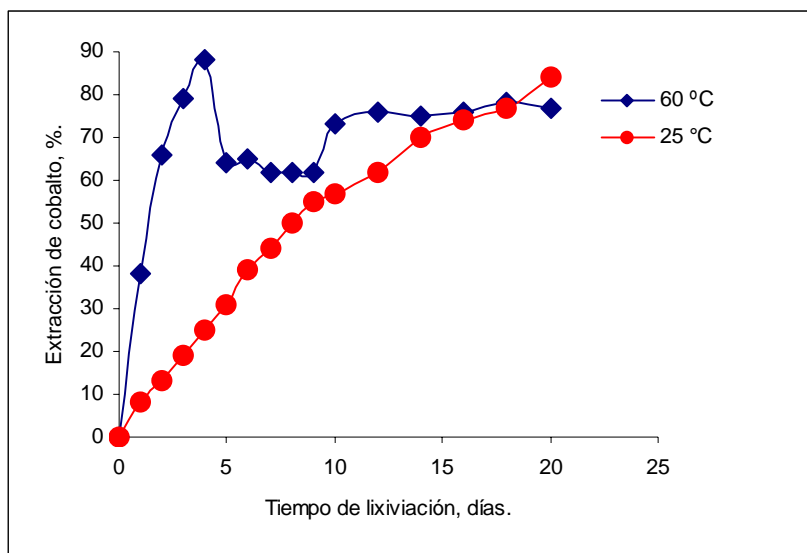


Figura 5. Influencia de la temperatura en la extracción de cobalto.

Como se aprecia en la Figura 5, a los 60 °C la extracción de cobalto a los cuatro días de lixiviación fue alrededor del 90 % y a los 25 °C no superó el 25 %. Estos resultados indican que el incremento en la temperatura favorece significativamente la recuperación del cobalto. Las condiciones de temperatura establecidas en los experimentos estuvieron sujetas al posible empleo en el proceso de lixiviación de un microorganismo, el cual exige del uso de niveles de temperaturas acorde a la capacidad de sus células para resistir éstas condiciones físico - químicas y lograr desarrollar sus procesos metabólicos y fisiológicos de forma óptima a condiciones adecuadas para ello. A los cuatro días de lixiviación la recuperación de níquel fue del 13%, del 1% del hierro y manganeso del 41% a la temperatura de 60°C. El aluminio no superó el 30%.

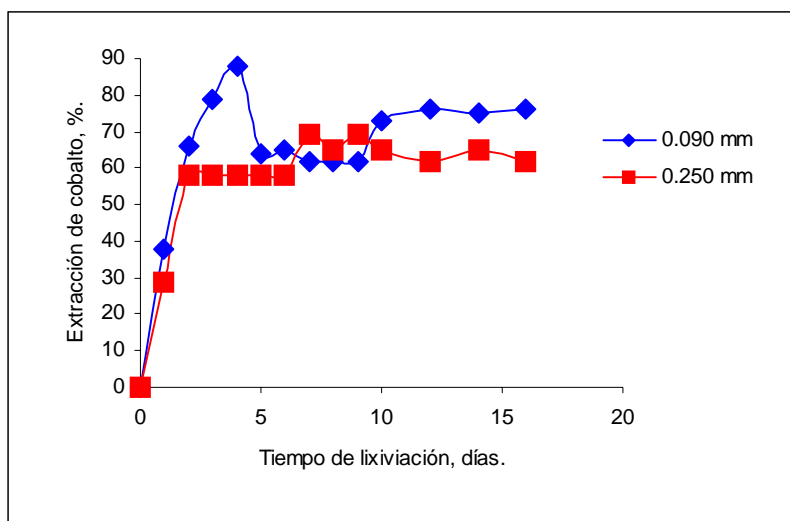


Figura 6. Influencia del tamaño de las partículas en la extracción de cobalto.

Como se muestra en la Figura 6, a los cuatro días se extrae cerca del 90% del cobalto presente en la mena, empleando una granulometría de $-0.090+0,045$ mm. A la granulometría de $-0,250+0,200$ mm, sólo se extrajo el 58% de éste metal.

Al disminuir la granulometría se incrementa la interfase de contacto, lo que conlleva a un aumento de la recuperación del cobalto durante el proceso. Al ser mayor el tamaño de la partícula, se desfavorece la recuperación del metal debido a que se dificulta la penetración del reactivo lixiviante hasta el centro de las partículas, limitando el contacto con el metal a extraer.

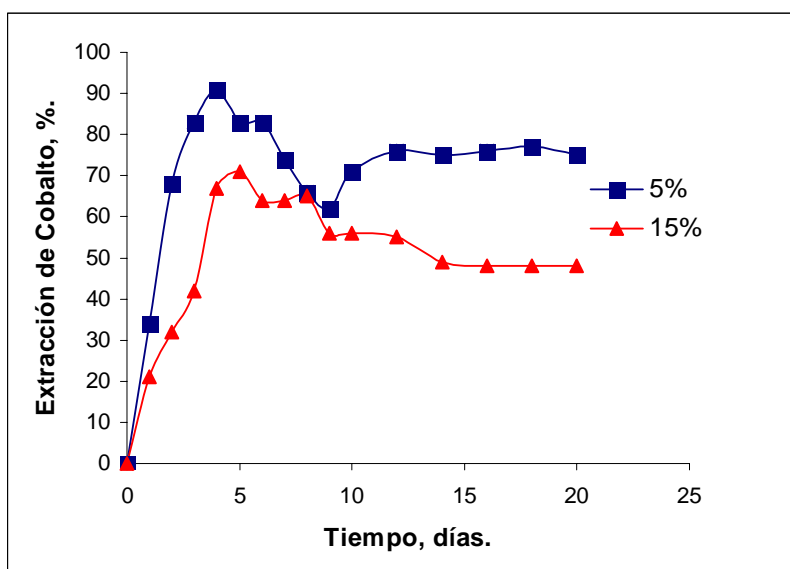


Figura 7. Influencia del porcentaje de sólido en la recuperación de cobalto.



Como se aprecia en la Figura 7, a los cuatro días de lixiviación, se extrajo el 91% del cobalto contenido en la mena al emplear un porcentaje de sólido del 5%. Las extracciones de éste metal con 15% de sólido en la pulpa fue 69% a los cuatro días.

Análisis del Impacto Ambiental Generado por las Escombreras.

Las escombreras se incrementan cada día con el avance de la explotación de los yacimientos lateríticos de níquel, constituyendo sectores descubiertos que intensifican el arrastre de los suelos con la concebida ruptura del equilibrio fluvial y la acumulación de sedimentos. Estos depósitos de residuos de la minería constituye un sector de pérdidas de cobertura vegetal, lo que no solo altera el ciclo hidrológico sino también facilita la acción del viento como agente erosivo intenso.

Desde el surgimiento de la explotación minera de éstas reservas lateríticas, los volúmenes generados de éstos residuos de la minería alcanzan los 90 millones de toneladas, ocasionando un serio desequilibrio en el ecosistema de la región y fuera de ella.

Los desastres ecológicos ocasionados por el almacenamiento de éstos residuales, están relacionados con la pérdida de la biodiversidad, la aceleración del proceso erosivo general y la contaminación de las aguas superficiales y subterráneas. Esto se recrudece con los altos niveles de precipitación de la región (Rodríguez y Candela, 1998). Las frecuentes lluvias que tienen lugar en la región por el microclima típico de la zona, arrastran hacia el mar las partículas finas del mineral, lo que provoca el enturbiamiento de las aguas marinas.

El sistema costero, en general se ha afectado por los arrastres de sedimentos como consecuencia de las lluvias y los movimientos de tierra de las diferentes operaciones mineras. El fondo marino ha recibido una carga considerable de sedimentos arcillosos que han sustituido los sedimentos originales arenosos. Estos sedimentos arcillosos aportan una amplia carga contaminante de metales pesados disueltos y no disueltos afectando no solo los sedimentos marinos, sino el agua del mar.

Los Escombros son una enorme fuente de polvos en forma de aerosoles, en los períodos de intensa o moderada sequía se generan grandes volúmenes de estos con altos contenidos de metales pesados que inciden en la calidad ambiental y de vida de la región.

CONCLUSIONES.

1. Se demostró que además de las asbolanas portadoras de cobalto y níquel ya reportadas, existen en las menas lateríticas cubanas fases de asbolanas de níquel ((Ni) Mn₂O₃ (OH)₄ x H₂O).
2. Se demostró que el ácido tartárico es el agente lixiviante efectivo para la recuperación del cobalto, mostrando una marcada selectividad por éste elemento al emplear granulometrías de la mena de (-0,090 + 0,045 mm); la Concentración Inicial del C₄H₆O₆ de 0.5 mol/L; Densidad de la Pulpa de 5%; Temperatura de 60 °C; Velocidad de Agitación de 140 rpm y el Tiempo de Lixiviación de 4 días.
3. Se demuestra que la lixiviación con ácidos orgánicos permite la recuperación selectiva del cobalto contenido en los escombros lateríticos de la industria cubana del níquel.



BIBLIOGRAFÍA.

1. Agatzini, S.; D. Dimaki, 1991. Recovery of Ni and Co from Low – grade Ni oxide ores by Sulphuric acid at room temperature/ Greek Patent, No – 910100234.
2. Agatzini, S.; D. Dimaki; E. Boskos, 1997. Extraction of Ni and Co from Greek Low – grade Nickel oxide/ Proceedins of the Nickel and Cobalt: Internatinal Symposium. Canada. Vol.1: 489 – 503.
3. Alibhai, K.; A. Dudeney; D.J. Leak; S. Agatzini; P. Tzeferis, 1993. Bioleaching and Bioprecipitation of Nickel and Iron from Laterites/ Fems Microbiology Reviews; 11(1-3): 87 – 96.
4. Almaguer, F. A.; V. Zamarzry, 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/ Revista Minería y Geología; 2(2): 17 – 24.
5. Almaguer, F. A., 1995. Corteza de Intemperismo. Algunas Características de sus Partículas Finas/ Revista Minería y Geología; 12(1): 9 – 19.
6. Bosecker, K., 1985. Leaching of Lateritic Nickel ore with Heterotrophic Microorganisms/ Fundamental and Applied Biohydrometallurgy Procces. 6TH International Symposium on Biohydrometallurgy (Vancouver): 367 – 382.
7. Bosecker, K., 1988. Bioleaching of Non – Sulfide Minerals with Heterotrophic Microorganisms/ 8TH International Biotechnology Symposium: Societé Francaise et Microbiologie (Paris) Vol. 2.
8. Gómez, Y.; O. Coto, 2000. Selección y Caracterización de Cepas Bacterianas Resistentes a Níquel y Cobalto Aisladas del Yacimiento Laterítico de Moa/ Tesis en Opción al Grado Científico de Master en Ciencias Microbiológicas (Ciudad de la Habana). 59p.
9. Kar, R.N.; L.B. Sukla; V.V., 1995. Panchanadickar. Extraction of Cobalt and Nickel from Lateritic Nickel ore Using Rhizopus arrhizus/ Biohydrometallurgical Processing (Universidad de Chile), Vol. 1: 417 – 424.
10. Palacios, A.; J. Rodríguez, 1997. Tratamiento de Concentrados de Escombros Lateríticos por vía de Lixiviación Ácida a Presión. Revista Minería y Geología.14(2): 8-14.
11. Rojas, A.L.; G. Orozco, 1994. Iniciación al Estudio de las Fases Minerales Portadoras de Níquel en el Horizonte Limonítico del Yacimiento Moa. Revista Minería y Geología 11(2): 11 – 15.
12. Sukla, L.B.; V.V. Panchanadikar; R.N. Kar, 1993. Microbial Leaching of Lateritic Nickel Ore. World Journal of Microbiology & Biotechnology. 9(2): 255 – 257.
13. Sukla, L.B.; V.V. Panchanadikar, 1993. Bioleaching of Lateritic Nickel Using a Heterotrophic Microorganism. Hydrometallurgy 32(3): 373 – 379.



REPORTE SOBRE ZONAS DE ALTA ALUMINA Y DIQUES GABROIDES EN EL DEPOSITO LATERITICO SAN FELIPE.

MSc. Alfonso Chang Rodríguez(1), Ing. Rey Ravelo Lescaille(1), MSc. Ruben B González Pontón(1), Ing. Alfredo Rodríguez Catalá(1), Ing. Reinel Lugo Aragón(1), Ing. Alfredo González Hernández(1), Ing. Dania Rubante Martín(1), Ing. Eligio Eymil Romero(1), Ing. Victoria González Pacheco(1), Tec. Ricardo Sánchez Figueredo(1).

(1) Empresa Geominera Camagüey, Carretera Central Este, Km 5½. Camagüey, Cuba. CP 70600. E-mail: alfredorod@geomineracmg.co.cu

RESUMEN

El presente trabajo analiza el comportamiento geológico y geoquímico de la alúmina que es uno de los componentes nocivos al proceso metalúrgico en el yacimiento de níquel San Felipe

En el yacimiento las rocas del basamento presentan localmente valores elevados de hasta 20 % y mayores de Al_2O_3 . Esto puede indicar la presencia de cuerpos leucocráticos; Posiblemente gabros, los cuales han sido documentados en el campo (litología 84). También aparecen zonas o cuerpos muy alterados de difícil identificación a los cuales se le asigna igualmente el código litológico de documentación (litología 84), pero en este caso basándonos en la interpretación geoquímica de las secciones transversales. Ambos tipos de cuerpos y zonas presentan altos contenidos de $Al_2O_3 \geq 8\%$ como promedio. Para su estudio se tomaron como referencia los resultados geoquímicos de gabros frescos analizados en la EGMO, ($Ni \leq 0.2\%$, bajos contenidos de Fe y Cr_2O_3), y los resultados geoquímicos de muestras, patrones de posibles gabroides alterados, que fueron documentados en el campo por el equipo técnico del proyecto San Felipe (litología 84).

Estas zonas en las secciones no pueden correlacionarse en pozos a 100 m de distancia y no se advierte control estructural, ya que aparecen en forma de bandas, manchas y vetillas o zonas de alteración con límites de contacto generalmente poco definidos y que además pueden estar mineralizadas.

Se ofrece la distribución espacial y cuantificación del aluminio (Al_2O_3) en el depósito lo cual se muestra en el mapa de contenido promedio de Al_2O_3 según tipos de MgO por áreas y en las tablas No.III hasta la No.X. Áreas y sectores con alta y baja alúmina.

ABSTRACT

(lithology 84), but in this case leaning on geochemical interpretation of transversal sections.

Both types of bodies and zones show high content of $Al_2O_3 \geq 8\%$.

For the analysis were taken as a reference geochemical results of gabbros studied in the EGMO, ($Ni < 0.2\%$, low content of Fe and Cr_2O_3), and the geochemical results of samples, patterns of possible altered gabbroids which were documented by the technical team of the project at San Felipe (lithology 84)

In the sections there most not be correlation among pores 100 m one from another and there is no structural control, because they appear in different forms: banded, spots and veinlets or alteration areas not well defined and that can be mineralized.

It is shown the space distribution and quantification of aluminum in the deposit which is shown in the map showing the average content of Al_2O_3 according to the MgO types in each area. and the tables from III to X. Areas and sectors with high and low alumina contents.



INTRODUCCION.

La Meseta de San Felipe se localiza a unos 30 Km. de la ciudad de Camaguey, Cuba. En ella se encuentra el yacimiento homónimo de níquel sobre una corteza de intemperismo.

Los datos geológicos y geoquímicos compilados a través de las investigaciones realizadas recientemente sobre las zonas identificadas como posibles diques gabroides, revelan el comportamiento geoquímico del trióxido de aluminio, componente sustancial de estas zonas. La presencia de la alúmina (Al_2O_3) en el depósito es uno de los componentes nocivos al proceso metalúrgico; Lo cual resulta de vital importancia tanto para la conformación de los planes de minería a corto y largo plazo así como para el propio diseño de la planta metalúrgica.

Estas zonas documentadas en el campo (litología 84) como posibles diques unas veces identificadas como gabros y en otras ocasiones solo como rocas muy lixiviadas se caracterizan por los siguientes tipos de alteraciones:

- ◆ Corteza por gabro.
- ◆ Zonas con abundante mineralización de talco con mica margarita y kerolita / serpofita asociada.
- ◆ Zonas con intercalaciones de mineral blanco (magnesita?) Presencia de caolinita y mineral talcoso.
- ◆ Zonas con sílice y calcedonia marshalitizada de color blanco en ocasiones magnesita recristalizada.

Los ensayos de beneficio realizados revelan que el aumento del por ciento de la ley de níquel está en función del por ciento de los componentes nocivos (por ciento de sílice total sílice libre, Fe, Mg, Al y Mn), por otra parte para el empleo de las tecnologías de lixiviación propuestas (tecnologías AL y EPAL) el por ciento de extracción de níquel estará en función del por ciento de Ni, Fe, Mg y la alúmina presente. De igual forma se valora el depósito San Felipe con pruebas a escala de laboratorio y de banco para la caracterización metalúrgica de los varios tipos de minerales que conforman las diferentes áreas del yacimiento a minar. La cuantificación del contenido promedio de aluminio por áreas y según tipos de MgO constituye un propósito válido para alcanzar este objetivo, ya que le proporciona a las investigaciones metalúrgicas conocer en cada área la existencia de cantidades apreciables de minerales con valores extremos

MATERIALES Y METODOS.

Se ha establecido para el depósito San Felipe que la distribución del óxido de magnesio (MgO) en el perfil laterítico se caracteriza por la existencia de cuatro horizontes bien definidos de tope a base los cuales corresponden a los siguientes tipos o clases de material:

Sin MgO, ≤ 2.0 % MgO)

Bajo MgO, (2.0 – 7.99 % MgO)

Medio MgO, (8.0 – 23.99 % MgO)

Alto MgO, $\geq (24.00$ % MgO)



En el Sin MgO los minerales típicos están representados por la limonita que agrupa a la goethita, hidrogoethita, lepidocrosita e hidrolepidocrosita. La limonita tiene color pardo, pardo canela y pardo amarillento. Además se observa la hematita, de color rojo oscuro, casi negro. En conjunto, estos minerales forman agregados terrosos, friables, de coloración roja con mayor o menor cantidad de perdigones de hierro.

Estos minerales característicos para el sin MgO hacen que claramente se diferencie del bajo MgO, donde las rocas presentan color marrón verdosa a veces amarillo con tonos oscuros.

El mineral más importante que se observa en las saprolitas, tanto en el bajo MgO, como en el Medio MgO es la nontronita. Sus colores son verdes claro con tonos grises y amarillos hasta verde oscuro y verde manzana. Puede ocurrir en pocas cantidades dentro de los ocreos textuales nontroníticos como pequeños nidos o manchas, y generalmente se hace más frecuente con la profundidad, apareciendo entonces como relleno de grietas que a veces son numerosas. En menores proporciones puede aparecer talco, minerales del grupo de las cloritas y de las micas, los cuales no se pueden diferenciar macroscópicamente. Los óxidos e hidróxidos de Mn tienen amplia distribución en el bajo MgO, rellenando grietas de espesores milimétricos, que envuelven algunos fragmentos de roca más compactos, pero no se diferencian en los minerales pirolusita o manganita.

En el Medio MgO la nontronita es más abundante, en ocasiones forma intervalos con altas concentraciones de vetillas o en forma de masas terrosas algo arcillosas que se corresponden con los mejores tipos de mena.

Al igual que en el Bajo MgO, en el medio MgO también aparecen el talco y la clorita. En el caso del primero se ha observado una relación directamente proporcional entre su distribución y el aumento del contenido de la zona mineral. El talco aparece en manchas irregulares hojosas y escamosas, graso al tacto, con color gris y tonos verdosos a carmelitosos. Las cloritas aparecen frecuentemente formando masas enteras y agregados escamosos y hojosos de color verde claro que por sus sustituciones típicas isomorfas las convierten en minerales ricos en níquel como puede observarse por los resultados de algunos pozos. Las micas presentan un aspecto hojoso o laminar, son de colores muy claros, pardo o amarillento. Las laminas son consistentes y elásticas con dimensiones desde algunos mm hasta poco más de un Cm.

Para el alto MgO los minerales característicos son los minerales melanocráticos formadores de la roca madre: olivino y piroxenos fundamentalmente, que al estar alterados se representan entonces por los minerales del grupo de la serpentina y por las bastitas. Estos últimos pueden aparecer en el piso del Medio MgO así como en forma de inclusiones erráticas más arriba. El olivino cuando está más fresco es de color verde oscuro, casi negro, con textura reticular relictica y en su matriz fina ocurren los piroxenos más o menos alterados, que se distinguen por su brillo y forma característicos. Los minerales del grupo de la serpentina presentan colores verde azulado y gris verdoso y se desarrollan fundamentalmente como rellenos de grietas. Las bastitas aparecen con colores más claros y sus dimensiones oscilan desde pocos mm hasta unos cm.

Mineralizaron niquelifera

La interpretación de los resultados en general, basada en el estudio geológico y geoquímico, así como de los datos estadísticos, confirmo que el contenido de níquel se incrementa a partir del 2.00 % de MgO, lo que permitió utilizar el contenido de 0.8 % de níquel como ley de corte. En el Sin MgO se distribuye el 2.0 % de las menas del depósito; en el Bajo MgO se aloja el 63 % del Ni, mientras que el 30 % se localiza en el Medio MgO. Los contenidos más altos y las mayores potencias del mineral se asocian a los materiales de bajo y medio MgO. Sin embargo en el alto MgO, se aprecian aislados valores de Ni que representan el 5 % del total de las menas. Por tanto los horizontes de desarrollo de Bajo y Medio MgO que fluctúan entre el 2.00 % y 23.99 %



de MgO se consideran entonces los portadores principales de la mineralización niquelífera, por lo que esa parte del perfil se le denominó envolvente de la mineralización.

Diques gabroides y zonas de alta concentración de alúmina

El análisis mineralógico de muestras de limonitas hechas con anterioridad, así como los análisis de rayos X efectuados por Zimmerman A., durante las Búsquedas acompañantes al levantamiento geológico 1: 50 000, revelaron la presencia de minerales portadores de aluminio como la caolinita, halloysita y gibbsita. Por este motivo, los contenidos de aluminio son altos para los ocreos no textuales en general (horizonte Sin MgO).

El cálculo de las potencias totales de Al_2O_3 para contenidos mayores al 8 % se realizó para las secciones de pozos perforados en el depósito San Felipe, por los perfiles geológicos se corrobora con el mapa promedio de alúmina que los valores más altos para el Bajo y Medio MgO se distribuyen de forma local.

Por otra parte se describen en el perfil varios tipos de zonas con materiales generalmente alterados y lixiviados que localmente pueden ser identificados como gabros ya que conservan su estructura primaria y en otras ocasiones se presentan como materiales de tonos abigarrados y variedades de coloración con límites de contacto generalmente poco definidos.

RESULTADOS

Caracterización geológica de las zonas de alta alúmina

Por los resultados mineralógicos de análisis realizados con anterioridad dentro del área investigada en la Meseta San Felipe, se conoce la presencia de minerales portadores de aluminio como son la gibbsita $[\text{Al}(\text{OH})_3]$, la halloysita (caolín hidratado) y la alumogothita de gran desarrollo en la zona del escombro. Por el perfil hacia abajo se observa el descenso del contenido de Al_2O_3 hasta la roca madre (comúnmente peridotita serpentinizada).

En el gráfico de Al_2O_3 vs MgO se observa una clara tendencia al aumento del contenido de Al_2O_3 en las muestras a medida que disminuyen los valores de MgO en el perfil de intemperismo (ver gráfico # 1).

En general en el depósito y dentro de los sectores más prospectivos aparecen intercalaciones con alta alúmina en los pozos, con una distribución bastante irregular. Localmente dentro de ellas encontramos intervalos con contenidos de $\text{Al}_2\text{O}_3 \geq 8 \%$ en algunos pozos forman bandas de poco espesor entre 10-30 cm y raramente sobrepasan los 3 m como promedio (ver mapa promedio ponderado de aluminio). Figura # 1. Estos intervalos están representados por materiales muy oxidados con variedades de colores como blanco, gris o zonas verdosas, amarillas hasta rojo claro y rojo oscuro. Lo cual dificulta su identificación y correlación en pozos a 100 m de distancia.

Distribución espacial y cuantificación del Al_2O_3 en el depósito

La caracterización espacial del $\text{Al}_2\text{O}_3 \geq 8 \%$ se estableció para la elaboración de los mapas de contorno de pozos con alta alúmina para el bajo y medio MgO y para la envolvente de $\text{Ni} \geq 0.8 \%$. En ambos mapas se observa la distribución bastante irregular de la alúmina ($\geq 0.8 \%$) con ligero incremento hacia el N- W, W y S- W donde aparecen los mayores espesores y contenidos. En la figura # 1 se muestra el Mapa de contenido promedio de Al_2O_3 según tipos de MgO por áreas. De acuerdo a los datos geoquímicos el promedio de aluminio son mayores en los materiales sin MgO con rango de valores promedios de 9.7 % a 14.2 % en el alto MgO. En



general los contenidos medios más altos se observan en el área NE-2 (ver tabla No III). En las tablas No.IV hasta la No X se muestran las áreas y sectores con alta y baja alúmina.

En la tabla No X se muestra el comportamiento geoquímico del Al_2O_3 en la zona de alto grado: $Ni \geq 1.2 \%$. Los valores de alúmina promedio son bajos por lo que no tienen influencia negativa para el depósito en general.

DISCUSION

Caracterización geológica de las zonas de diques o cuerpos gabroides.

Los datos geológicos conocidos sobre las zonas identificadas macroscópicamente como posibles diques o cuerpos de gabros han sido descritos desde los horizontes cercanos al basamento dentro de las peridotitas serpentinizadas poco alteradas en los materiales de alto MgO, así como dentro de la envolvente mineral B+M, MgO (ver gráfico #1)

Estas zonas identificadas en el campo (litología-84) como posibles diques; unas veces identificadas como gabros y en otras ocasiones como rocas muy lixiviadas, se caracterizan por los siguientes tipos de alteraciones:

- Corteza por gabro
- Zonas con abundante mineralización de talco con mica margarita, kerolita / serpopita asociada.
- Zonas con intercalaciones de mineral blanco (magnesita?), Presencia de caolinita y mineral talcoso.
- Zonas con sílice y calcedonia marshalitisada de color blanco; en ocasiones magnesita recristalizada.

Estas zonas relacionadas en el párrafo anterior se presentan con espesores de hasta 3 m como promedio dentro del corte.

En las secciones ellas no pueden correlacionarse en pozos a 100 m de distancia y no se advierte control estructural en ellas ya que aparecen como intercalaciones en forma de bandas, manchas y vetillas o zonas de alteración con límites de contacto generalmente poco definidos y que además pueden estar mineralizadas gráfico # 2, Al_2O_3 vs Ni (para 0.8-Envolvente)

Se conoce que en las rocas de basamento se observa de forma local, valores elevados de $Al_2O_3 \geq 8 \%$, que pueden incrementarse hasta aproximadamente el 30 %, por lo general estas rocas contienen menos de 0.2 % de níquel, además de muy bajos por cientos de Fe y Cr_2O_3 .

En la tabla I se muestran los resultados de materiales documentados en el campo como gabros poco alterados analizadas en la EGMO.

Tabla I Composición química de corteza por gabro en el depósito San Felipe

Muestra #	Descripción	Ni	Co	Fe	SiO ₂	MgO	Al ₂ O ₃	Cr ₂ O ₃
642621	84	.029	0.006	7.0	45.22	10.32	16.6	0.1
642622	84	0.35	0.006	7.5	45.12	9.29	17.13	0.009
650621	84	0.24	0.008	4.8	44.00	20.76	13.59	0.24
650623	84	0.27	0.001	4.4	41.81	18.24	14.92	0.22



Por resultados geoquímicos de gabros frescos analizados en los laboratorios de EGMO se observan las relaciones entre Al_2O_3 vs Fe y Cr_2O_3 .

Tabla II Composición química de gabros frescos en el depósito San Felipe

Muestra	Descripción	Ni	Co	Fe	SiO_2	MgO	Al_2O_3	Cr_2O_3
264054	Gab	0.14	0.010	6.60	37.69	19.11	14.46	
264055	Gab	0.19	0.007	5.30	38.64	16.55	13.45	

CONCLUSIONES.

- ♦ Se establece la presencia de zonas con contenidos de $\text{Al}_2\text{O}_3 \geq 8\%$ que corresponden a materiales muy lixiviados, con variedades de colores; blanco, gris o zonas verdosas amarillas hasta rojo claro y rojo oscuro
- ♦ Se identifican macroscópicamente al menos cuatro tipos de alteraciones y mineralización para la zona de alta almunia en el depósito de níquel San Felipe.
- ♦ En la mayoría de las secciones de pozos para la envolvente mineral B+M, MgO se observan valores pequeños de los espesores totales de $\text{Al}_2\text{O}_3 \geq 8\%$.
- ♦ Se establece para el depósito un mapa de contenido promedio de trióxido de aluminio por áreas para el envolvente mineral. Dominios de alta almunia.
- ♦ Los mapas geoquímicos demuestran que los contenidos promedio de alúmina para el envolvente mineral no tiene influencia negativa de significación para el depósito.
- ♦ En zonas con contenidos de níquel de importancia industrial aparecen valores de alta alúmina.

Recomendaciones.

- ✓ Debido a su distribución irregular, la no posible correlación en pozos a 100 metros de distancia y la presencia de mineralización níquelífera, se recomienda denominar estos intervalos como zonas de alta almunia.
- ✓ La presencia de alta almunia como elemento nocivo al proceso metalúrgico, deberá continuar su estudio y análisis en correspondencia con las redes posteriores de investigación.

Referencias bibliográficas:

- Aleva, G.J.J. (compiler), 1994. Laterites. Concepts, geology, morphology and chemistry ISRIC, Wageningen. The Netherlands. Publ. (CORLAT).169 p.
- Colectivo de autores, febrero del 2001. Generalización de la información geológica sobre el depósito de níquel San Felipe. Reporte técnico no publicado. Camaguey Cuba. 60 p (selección).
- Colectivo de autores, 2001. Programa de desarrollo metalúrgico. Trabajos investigativos no publicados, Proyecto San Felipe, La Habana, Cuba.10 p (selección).
- Rodríguez A, A Chang, R Ravelo, R González, R Lugo, A González, D Rubante, E Eymil, V González, R Sánchez, octubre del 2001. Zonas de alta almunia y diques gabriotes en el depósito de níquel San Felipe. Reporte técnico no publicado, Camaguey, Cuba. 20 p (selección).



Tabla III. Contenido promedio del Al_2O_3 por Areas y según los tipos de MgO.

		CONTENIDO PROMEDIO DEL Al_2O_3 POR AREAS (%)					
		CW	NW	E	SE	NE1	NE2
Tipos de MgO	Sin	10.9	9.7	11.3	9.9	10.9	14.2
	Bajo	4.9	5.7	4.7	4.4	4.4	6.1
	Medio	4.0	3.3	3.0	3.4	2.8	4.2
	Alto	1.9	2.1	1.6	1.7	1.7	1.7

Tabla IV. Contenido promedio del Al_2O_3 para los sectores con alta alúmina y baja alúmina dentro del Area CW.

Tipos de MgO	Contenido promedio del Al_2O_3 (%)			
	Sectores con alta alúmina			Sector con baja alúmina
	W	SW	C	
Sin	13.3	12.4	10.4	10.8
Bajo	7.1	5.9	5.6	4.6
Medio	2.9	3.8	3.6	4.1
Alto	1.8	2.3	1.9	1.7

Tabla V. Contenido promedio del Al_2O_3 para los sectores con alta alúmina y baja alúmina dentro del Area NW.

Tipos de MgO	Contenido promedio del Al_2O_3 (%)	
	Sector con alta alúmina	Sector con baja alúmina
	Centro- NW	
Sin	11.0	9.3
Bajo	6.1	5.4
Medio	3.7	3.0
Alto	2.2	2.1



Tabla VI. Contenido promedio del Al_2O_3 para los sectores con alta alúmina y baja alúmina dentro del Area E.

Tipos de MgO	Contenido promedio del Al_2O_3 (%)		
	Sectores con alta alúmina		Sector con baja alúmina
	Extremo NW	Parte Central	
Sin	10.9	11.9	11.2
Bajo	5.7	5.3	4.3
Medio	3.7	3.0	2.9
Alto	1.6	1.6	1.5

Tabla VII. Contenido promedio del Al_2O_3 para los sectores con alta alúmina y baja alúmina dentro del Area SE.

Tipos de MgO	Contenido promedio del Al_2O_3 (%)		
	Sectores con alta alúmina		Sector con baja alúmina
	Parte N	Parte Central	
Sin	12.6	10.9	9.4
Bajo	5.5	5.3	4.1
Medio	4.1	3.7	3.3
Alto	2.4	1.7	1.6



Tabla VIII. Contenido promedio del Al_2O_3 para los sectores con alta alúmina y baja alúmina dentro del Area NE-1.

Tipos de MgO	Contenido promedio del Al_2O_3 (%)		
	Sectores con alta alúmina		Sector con baja alúmina
	Extremo NW	Extremo SW	
Sin	13.4	14.2	11.2
Bajo	6.9	7.0	3.9
Medio	3.8	3.1	2.6
Alto	2.3	2.6	1.4

Tabla IX. Contenido promedio del Al_2O_3 para los sectores con alta alúmina y baja alúmina dentro del Area NE-2.

Tipos de MgO	Contenido promedio del Al_2O_3 (%)		
	Sectores con alta alúmina		Sector con baja alúmina
	Parte Central	Extremo SW	
Sin	15.6	11.9	13.8
Bajo	6.4	9.2	5.5
Medio	5.8	3.2	3.4
Alto	1.8	1.4	1.7



Tabla X. Contenido promedio del Al_2O_3 y los demás elementos químicos dentro de la Envoltente de alto grado $\text{Ni} \geq 1.2\%$.

Area	Sector	Contenido promedio (%)							Recursos (MDT)
		Al_2O_3	Ni	Co	Fe	SiO_2	MgO	Cr_2O_3	
CW	W	--	--	--	--	--	--	--	--
	SW	4.8	1.62	0.05	20.8	42	8.3	1.4	
	Centro	4.6	1.50	0.05	19.7	46	8.5	1.4	
NW	C-NW	5.4	1.47	0.05	18.1	49	6.3	1.1	
E	NW	4.3	1.70	0.06	20.0	47	8.8	1.2	
	Centro	4.5	1.60	0.05	18.0	48	7.8	1.2	
SE	N	4.6	1.53	0.06	20.5	42	9.5	1.4	
	Centro	4.5	1.59	0.06	20.9	43	8.0	1.5	
NE1	NW	4.7	1.57	0.05	20.7	42	9.4	1.4	
	SW	4.3	1.48	0.05	21.3	42	8.7	1.4	
NE2	Centro	4.9	1.53	0.05	19.7	43	9.0	1.4	
	SW	15.6	1.52	0.07	16.1	40	6.6	--	



Gráfico de Al₂O₃ vs MgO

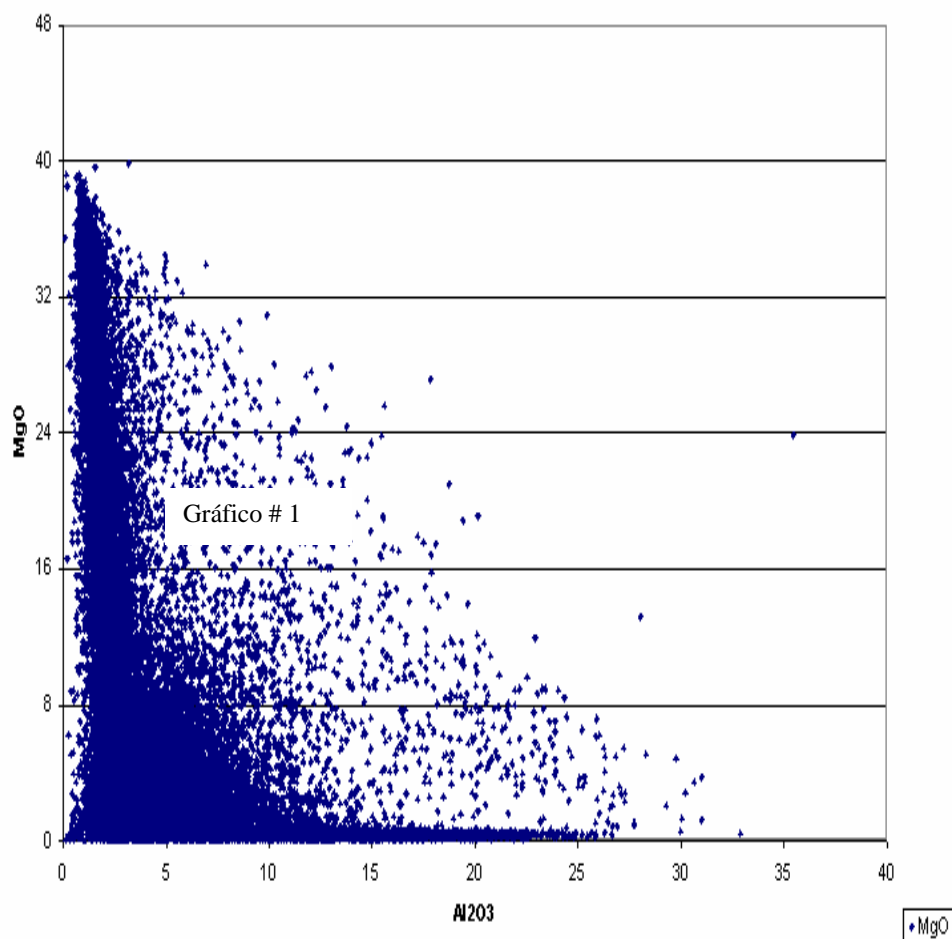




Grafico de Al₂O₃ vs Ni
Para 0.8 _Envolvente

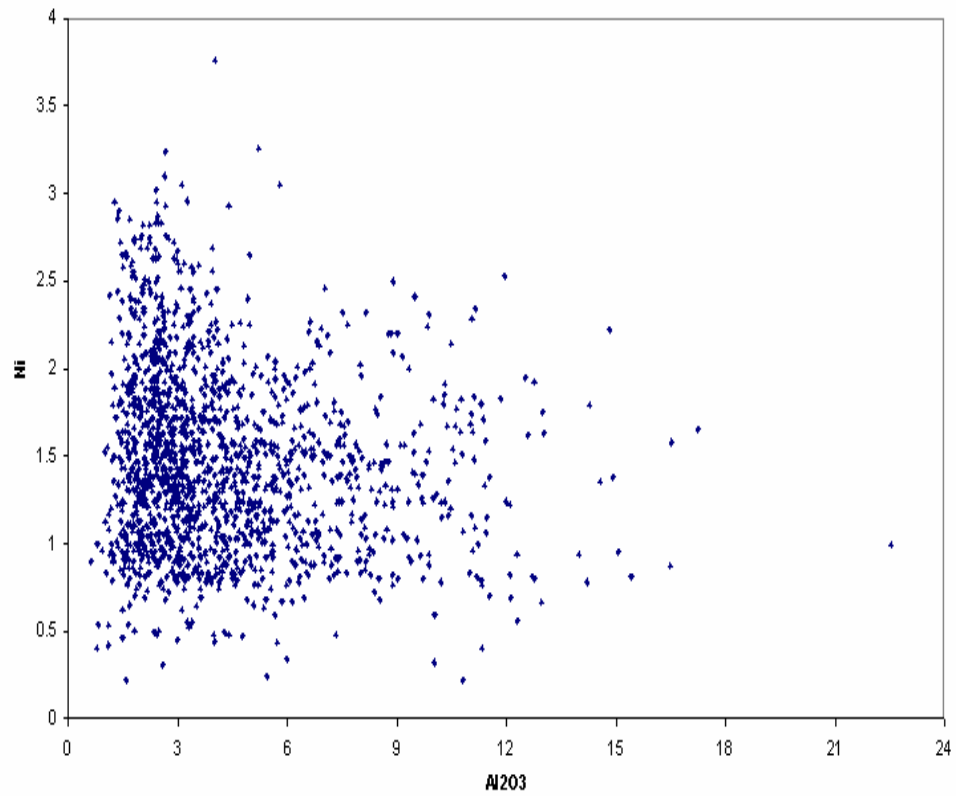




Figura # 1. Mapa de contenido promedio de Al_2O_3 por áreas. Depósito San Felipe. Sectores con alta alúmina por áreas, según bajo y medio MgO





ESTUDIO ESTADÍSTICO MULTIVARIADO PARA UNA MUESTRA TECNOLÓGICA.

**Ms C. Lic. Ramón Eddie Peña Abreu⁽¹⁾, Dra. Adis Rodríguez Cardona⁽²⁾,
Ing. Alfredo Hernández Ramsay⁽²⁾**

(1) Centro de Investigaciones del Níquel, Carretera Yagrumaje km 5 ½ Moa. Holguín. CP:83330 Fax: 53 24 62202, Teléf: 024-6-7123, 024-6-4184, 024-6 7976, E-mail: rpena@cil.moa.minbas.cu.

(2) Empresa Geominera de Oriente. Alturas de San Juan Km 2 ½ Carretera de Siboney, Santiago de Cuba. E-Mail: arodriguez@geominera.co.cu, ahramsay@geominera.co.cu

RESUMEN

Para el procesamiento industrial de yacimientos Lateríticos, es imprescindible conocer de antemano con alguna precisión el comportamiento de los minerales en el proceso. Razón por la cual, previo a la explotación se ejecutan pruebas de banco y a escala de Planta Piloto para obtener la información necesaria. Las pruebas se realizan con un volumen de mineral que estará determinado por el costo de procesamiento y la capacidad de la planta semi-industrial, pero antes deben elegirse sectores del yacimiento que garanticen mezclas representativas en el conjunto de las variables que se miden, a ese volumen se le denomina Muestra Tecnológica.

El presente trabajo muestra un estudio estadístico para la selección de una muestra tecnológica a escala semi-industrial que fue realizada a un yacimiento ya agotado, en el análisis se usan herramientas de la Estadística Multivariada en específico el Análisis en Componentes Principales (ACP) y de Clasificación, con el objetivo de facilitar la toma de decisiones.

La información procesada integra criterios geológicos, metalúrgicos y económicos, de ella se obtienen las correlaciones multivariadas y la clasificación de las muestras, que se agrupan en clases de acuerdo a su similitud en el espacio de sus variables. Esto garantiza que la caracterización de ellas sea proporcional a los datos que le proporcionan del yacimiento. Los resultados de la clasificación facilitan la obtención de una muestra representativa e integral del procesamiento a la escala piloto.

ABSTRACT

For the industrial prosecution of laterite ore locations is indispensable to know ahead of time with some precision the behavior of the minerals in the process. Reason for the one which, previous to the exploitation bank tests are executed and to scale of Plant Pilot to obtain the necessary information. The tests are carried out with a mineral volume that will be determined by the prosecution cost and the capacity of the semi-industrial plant, but before sectors of the location should be chosen that guarantee representative mixtures in the group of the variables that you are measured, to that volume is denominated Technological Sample.

The present work shows a statistical study for the selection from a technological sample to semi-industrial scale that was already carried out to a location out, in the analysis tools of the Multiple-varied Statistical are used in specific the Analysis in Main Components (ACP) and of Classification, with the objective of facilitating the taking of decisions.

The processed information integrates geologic approaches, metallurgists and economic, of it the correlations multiple-varied and the classification of the samples are obtained that group in classes according to its similarity in the space of their variables. This guarantees that the characterization of them is proportional to the data that provide it of the location. The results of the classification facilitate the obtaining of a representative and integral sample from the prosecution to the pilot label.



Key words: Multi-varied Statistical, diagnosis, laterite ore locations, technological samples, geology.

INTRODUCCIÓN

La nueva dinámica del mercado y las pretensiones de la industria en incrementar su producción, exigen optimizar el tratamiento y aprovechamiento de los recursos niquelíferos disponibles, por tanto la industria requiere de un conocimiento preciso de los yacimientos que se explotarán, este asunto toma un papel decisivo para la economía del grupo empresarial CUANIQUEL y del país, tomando en cuenta esto, el estudio para la selección de las muestras tecnológicas ha adquirido un enfoque acorde con el momento actual, incorporando nuevas ideas, criterios geológicos, metalúrgicos y económico, además se han incorporados técnicas avanzadas de procesamiento estadístico de la información, que le permitirá lograr un estado superior en el conocimientos a los especialistas y tener mas elementos en la selección de la muestra tecnológica para lograr la representatividad deseada.

En el presente artículo se presenta la metodología utilizada en el procesamiento estadístico de uno de los yacimientos lateríticos cubanos ya agotado. Para lograr extraer la información que nos aportan los datos de las redes de explotación se plantearon los siguientes objetivos:

1. Establecer las relaciones fundamentales entre las variables que conforman la información del yacimiento.
2. Clasificar y caracterizar los datos, agrupándolo en clases de similitud basada en las variables fundamentales.

METODOLOGÍA DE TRABAJO

Para el estudio del yacimiento se procesaron varias bases de datos del yacimiento, pero los resultados que se exponen en este trabajo tienen que ver con el procesamiento de las muestras de la red de explotación, ellas contiene la información de la perforación tomada en cada metro de profundidad perforado. Se procesaron más de 26000 muestras en 19 variables, la nomenclatura utilizada se muestran en la Tabla 1. Para cumplimentar con los objetivos propuestos se realizó el procesamiento utilizando el soft Spad 3.5, el cual realiza el

Tabla N° 1.	
Var	Nombre
Iden	Identificador
ZM	Coordenada Z
LT	Litología
FE	% contenido de Hierro
NI	% contenido de Níquel
CO	% contenido de Cobalto
SIO2	% contenido de Sílice
MGO	% contenido de Magnesio
AL2O3	% contenido de Alúmina
SM	Susceptibilidad Magnética
MenA	Tipo de Mena.
VAN	Coeficiente de factibilidad.
ECo	Extractable de Cobalto
Dens	Densidad
Conf	Confirmación
POT	Potencia
PV	Peso Volumétrico
Conf	Confirmación
POT	Potencia
PV	Peso Volumétrico

procesamiento multivariado de datos a través del Análisis en Componentes Principales (ACP), el resultado del ACP (Crivisqui, 27/4/2002) en el soft **Spad 3.5** las variables se representan gráficamente en un sistema de coordenadas, en el cual, la proyección en el primer plano garantiza la máxima representación posible del conjunto de las variables en el espacio **n**-dimensional de los individuos (muestras), obteniéndose las correlaciones de una forma visual. Luego se realizará un estudio de clasificación, este se lleva a cabo utilizando un algoritmo jerárquico que agrupa en clases los individuos con comportamientos semejantes. Estas clases descartan tipologías de comportamiento que permite interpretar la relación de cada variable con cada clase.

Lo explicado anteriormente se puede realizar automáticamente (Spad Versión 3.5, Manual de



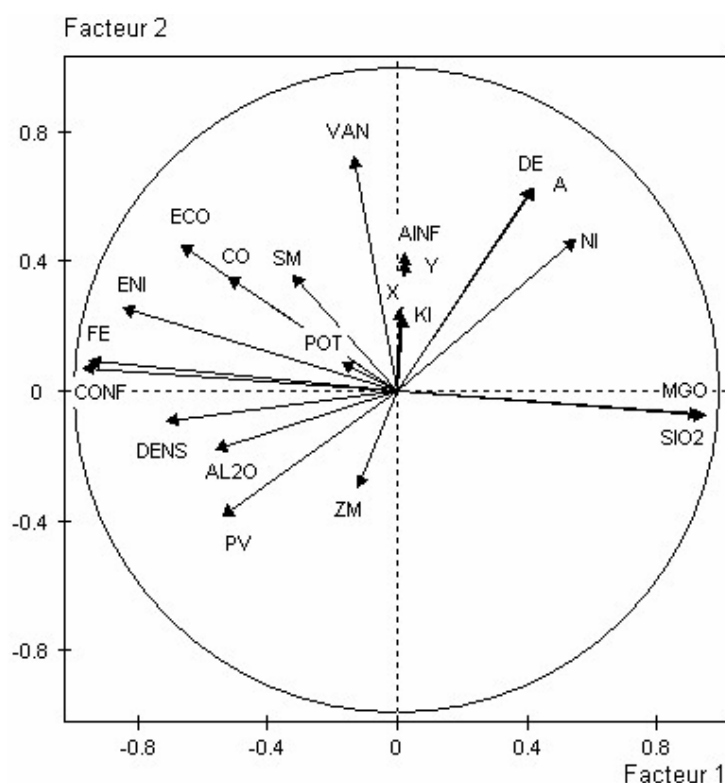
Usuario) e interpretar de forma sencilla el ACP, leyendo los gráficos en el espacio de las variables y en el espacio de los individuos, los gráficos se realizan para el plano de mayor representatividad, Primer Plano Factorial (Crivisqui, Eduardo 27/4/2002). Para las variables este toma la forma de un círculo de radio unitario, en el cual cada variable está representada por un vector que tendrá como máximo valor modular la unidad, o sea, el extremo del círculo y como mínimo el valor cero, o sea, el origen de coordenadas. Las variables mejor representadas en el plano se muestran en el gráfico con una longitud cercana o igual al extremo del círculo y viceversa las de menor longitud, o sea, cuyo extremo está cercano al origen del sistema, están mal representadas en ese plano. La correlación se lee en el ángulo que se forma entre los vectores que representan las variables, los ángulos mas agudos muestran buenas correlaciones positivas, los llanos o cercanos a este, negativas y los rectos o cercanos a el, muestran independencia.

Para el caso del gráfico de los individuos, (Crivisqui, Eduardo, 20/5/2002) estos se representarán con puntos en el plano, la cercanía entre ellos indica similitud y la lejanía comportamientos diferentes, de esta manera se pueden establecer visualmente los grupos de individuos que presentan características similares (Crivisqui, E. y J.J. Drosbeke. 1993), la retroalimentación con los datos originales nos facilita establecer además, 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 soft ware y corregir puntos fronterizos entre clases. El soft proporciona además, la relación de los individuos por clase y la caracterización de las variables en ella, destacando aquellas que contribuyeron con mayor fuerza a su formación.

ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS

Después del procesamiento se obtiene la información grafica de la correlación (gráfico N°1), se observa que la variable contenido de Hierro (Fe) está correlacionada positivamente con las variables, Extractable de Níquel (ENi), Extractable de Cobalto (ECo) y Densidad (DENS), e inversamente con el óxido de Magnesio (Mgo) y la Sílice (SiO2). Existe además una tendencia

Gráfico N°1. Primer Plano Factorial de las Variables.



marcada a que esté inversamente correlacionada con el contenido de Níquel y es independiente de la variable de control económico VAN. Con el resto de las variables el Hierro es prácticamente independiente, o su relación es con una variable redundante del análisis.

La variable Ni solo tiene correlación positiva con las variables MGO y SiO2 pero esta es débil, tiene relación inversa con el peso volumétrico (PV) y la alúmina (Al2O3) y una marcada tendencia de relación inversa con la densidad (DENS).

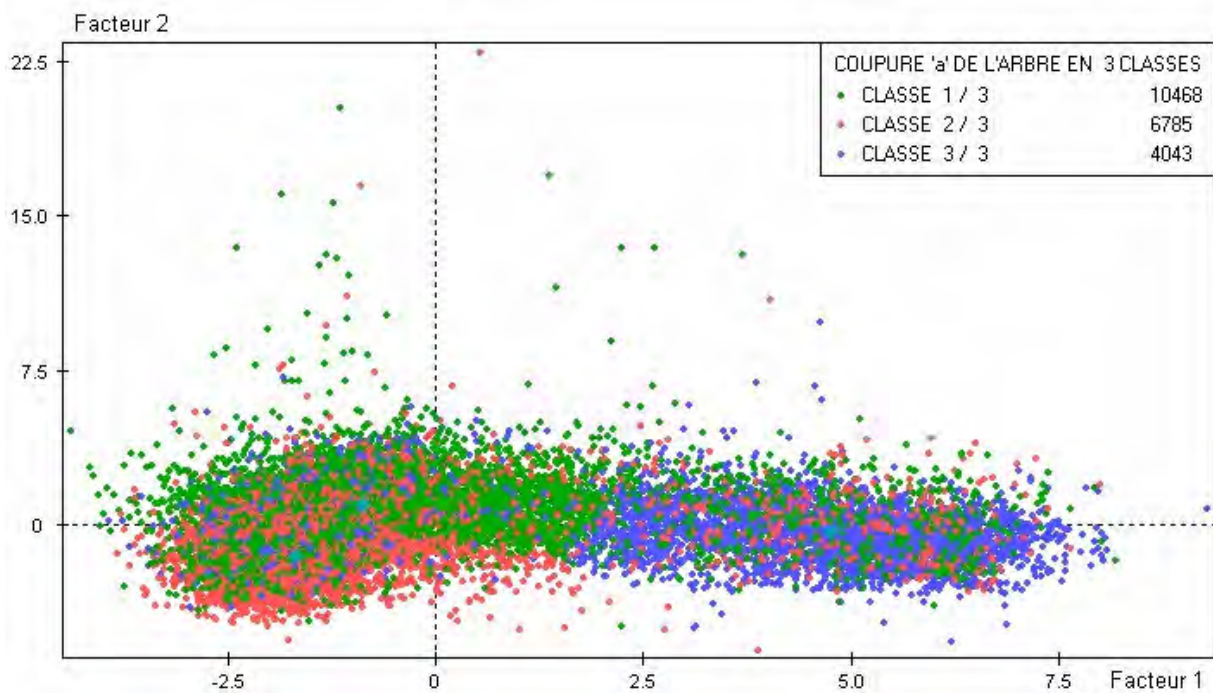
El resto de las variables analizadas son poco significativas, esto indica que



estas variables aportan poca información al análisis y muestra que sus valores están enmarcados en intervalos pequeños alrededor de su valor medio. En la tabla N° 2 se muestra el valor de las correlaciones entre las variables.

Aunque no es objetivo de este trabajo resulta interesante invitar a la reflexión y resaltar como en este análisis se nota claramente la relación genética entre la cota y el intemperismo.

Gráfico N°2. Primer plano factorial de los individuos, clasificación.





La clasificación de los individuos la podemos observar en el gráfico N°2, existen 3 clases definidas con colores. La clase N° 1 esta representada en color verde, la N° 2 con el color rojo y la N° 3 con el color azul. La clase 1 y 2 tienen un solapamiento en el gráfico, la clase 3 presenta elementos de las clases 1 y 2 intercalados, esto implica la dispersión de las clases alrededor de su valor medio, en este caso la mas dispersa es la 1 seguida de la dos la 2 y la 3 sucesivamente. La relación con los ejes factoriales de estas clases esta bien definida, es evidente que la mayor relación es con el primer eje factorial, en este se definen las clases 2 y 3 como clase contrapuestas y las clases 1 y 2 presentan una ligera contraposición en el segundo eje factorial.

En la tabla N° 3 se muestran las principales variables que definen las tres clases de las muestras. El texto en color azul marca los promedios menores y en rojo los máximos. Se observa que dos clases presentan alto Hierro, pero con diferencias en sus parámetros principales tales como la densidad, el peso volumétrico y otros. La tercera clase se diferencia más de las anteriores por un mayor contenido de níquel, pero presentan menores extractables,

Tabla # 3. Promedios; General y por Clases.

Grupos Homogéneos		Fe %	Ni %	Co %	SiO2 %	MgO %	Al2O3 %	SM (SI)	ExtNi %	Ext Co %	Dens g/l	Conf %	PV Tm/m3
GENERAL	%	39.8	1.27	0.11	11.2	5.4	8.4	19.3	80	56	1684	0.83	1.12
CLASE1	49	44.5	1.34	0.14	7.0	2.2	8.4	25.9	82	62	1690	0.91	1.09
CLASE2	31	45.6	0.93	0.09	5.0	1.1	10.6	14.3	81	54	1749	0.94	1.25
CLASE3	20	19.6	1.62	0.04	30.8	19.8	4.7	10.9	71	42	1571	0.49	0.98

esto ofrece un mensaje sumamente importante desde el punto de vista económico y debe ser tomado en cuenta para definir el mineral. En la tabla N° 4 se muestran las clases que determinan la mayor variabilidad por parámetros, así por ejemplo, el contenido de hierro es variable en la clase 3 y estable en las dos primeras clases, en tanto a la sílice y magnesio le ocurre lo inverso. En general para la mayoría de los parámetros la clase 1 es la menos variable. En la clase 3 varían más el Fe, Al, ExtNi y Ext Co y la variable Confirmación. En la clase 2 varía más el cobalto, la susceptibilidad magnética y el peso volumétrico, de esta manera resulta beneficioso valorar los parámetros por clases, debido a que la agrupación se acerca más a la información primaria de los individuos.

Tabla # 4.Desviación standart y Coeficiente de variabilidad, General y por Clases.

Grupos		Fe %	Ni %	Co %	SiO2 %	MgO %	Al2O3 %	SM (SI)	ExtNi %	ExtCo %	Dens g/l	Conf %	PV Tm/m3
GENERAL	Dst	11.5	0.41	0.07	11.0	8.0	3.6	14.0	5.4	10	92	0.19	0.16
	KV	29	32	64	99	149	43	73	7	18	5	23	14
CLASE1	Dst	5.0	0.30	0.07	5	3	2	14	2	5	67	0.08	0.06
	KV	11	22	50	75	117	27	55	2	8	4	9	6
CLASE2	Dst	4.9	0.22	0.06	4	1	4	11	3	8	69	0.05	0.20
	KV	11	24	67	85	139	33	79	3	15	4	5	16
CLASE3	Dst	6.7	0.46	0.02	6	7	3	7	5	10	67	0.12	0.05
	KV	34	28	50	19	35	73	64	7	23	4	24	5



En las tablas 6, 7 y 8 se expondrán las variables que caracterizan a cada clase con los valores promedios, de la clase y el general, así como la desviación estándar, y el valor de probabilidad para la prueba de exclusión.

CONCLUSIONES

Del análisis multivariado realizado se han obtenido las correlaciones entre las variables y la clasificación en tres clases de las menas en el yacimiento estudiado, cada una de las cuales han sido caracterizadas por las variables que mas contribuyeron a la cohesión de las muestras en la clase, estas variables caracterizan el comportamiento y cada una de ellas tiene sus propias variables que la caracterizan. En el caso que se trata las clases sirven de orientación para el procesamiento semi-industrial del mineral. Esta metodología de realizar el análisis de la muestra tecnológica se sale del marco tradicional, en el que se utilizaba el concepto de dominios geológicos, existen algunas diferencias entre dicho concepto y lo realizado en nuestro trabajo, sin embargo es evidente que para el procesamiento industrial del mineral resulta factible una caracterización sobre la base de parámetros tangibles, que estén al alcance de los mineros y tecnólogos del proceso.

Es básico tener en cuenta que luego de realizar el estudio por esta metodología, ella debe ser utilizada en el procesamiento semi-industrial de las clases obtenida y no de otras clasificaciones. Se debe realizar una conciliación sincronizada de los resultados obtenidos en el procesamiento del mineral con cada clase. En aras de enriquecer teóricamente el concepto de dominios geológicos se debe establecer las diferencias entre este concepto y las clases obtenidas mediante el análisis multivariado expuesto en este trabajo.



BIBLIOGRAFÍA

- Crivisqui, Eduardo 27/4/2002. Presentación del Análisis de Clasificación. Pagina de la asociación PRESTA, Université Libre de Bruxelles.
<http://www.ulb.ac.be/assoc/presta/Cursos/cursos.html>.
- Crivisqui, E. y J.J. Driesbeke. 1993. Le concept mathématique de distance et la comparaison des éléments d'un tableau de données. Cultures et Sociétés. pp.17-32.
- Dossou, S. y A. Pousse. 1992. Asymptotic Study of eigenvalues of a sequence of random selfadjoint operators. Statistics, 22, 479-491.
- Ferrer, R. et al. 1992. Análisis de Datos en Ciencias del Comportamiento: Introducción al Paquete estadístico SPSS/PC+ (ver 4.0). Signo. Barcelona.
- Grachov, F.G. 1977. Dirección de la Calidad de la Materia Prima en las Empresas Mineras. Nedra. Moscú.
- Hernández, Estrada Sergio et al. 1972. Metalurgia Extractiva de los Minerales Oxidados de Níquel en Cuba. Instituto Cubano del Libro: La Habana.
- Ivchenko. G.I., Y.I. Medvediev. 1984. Matematicheskaya Statistika. Vysshaya Shkola. Moskva.
- Spiegel, M.R. 1992, Estadística. Madrid, McGraw-Hill.
- Tanur, J. et al. 1992, La Estadística, una Guía de lo Desconocido. Alianza. Madrid.
- Mood Alexander M, Graybill F.A. 1978. Introducción a la Teoría de la Estadística. 4^{ta}ed. Aguilar.
- Crivisqui, Eduardo, 20/5/2002. Presentación del Análisis de Componentes Principales. Pagina de la asociación PRESTA, Université Libre de Bruxelles.
<http://www.ulb.ac.be/assoc/presta/Cursos/cursos.html>
- SPAD Ver 3.5, Manual de Usuario. Traducción al español de Ramón Álvarez. ISJAE, 1998.



Tabla Nº 2. Tabla de correlaciones entra las variables.

	X	Y	ZM	DE	A	FE	NI	CO	SIO2	MGO	AL2O	SM	VAN	ENI	ECO	DENS	CONF	POT	PV	AINF	KI
X	1,00																				
Y	0,05	1,00																			
ZM	0,09	-0,51	1,00																		
DE	0,16	0,30	-0,10	1,00																	
A	0,16	0,30	-0,10	1,00	1,00																
FE	0,02	-0,02	0,15	-0,32	-0,31	1,00															
NI	0,10	-0,04	-0,04	0,36	0,36	-0,42	1,00														
CO	0,02	-0,01	0,05	-0,03	-0,03	0,47	-0,10	1,00													
SIO2	-0,03	0,03	-0,16	0,29	0,29	-0,94	0,44	-0,48	1,00												
MGO	0,00	-0,04	-0,09	0,30	0,29	-0,91	0,45	-0,46	0,92	1,00											
AL2O	-0,04	0,11	-0,01	-0,20	-0,20	0,35	-0,52	0,20	-0,47	-0,59	1,00										
SM	-0,11	-0,04	-0,07	-0,01	-0,01	0,33	-0,05	0,29	-0,28	-0,26	-0,07	1,00									
VAN	0,17	0,18	-0,12	0,13	0,14	0,19	0,41	0,27	-0,16	-0,16	-0,10	0,15	1,00								
ENI	0,02	0,04	0,03	-0,21	-0,21	0,84	-0,23	0,41	-0,79	-0,80	0,41	0,37	0,28	1,00							
ECO	0,02	-0,01	0,00	-0,04	-0,04	0,64	-0,12	0,61	-0,63	-0,58	0,19	0,60	0,29	0,70	1,00						
DENS	0,09	0,08	0,06	-0,31	-0,30	0,68	-0,47	0,22	-0,69	-0,55	0,36	-0,06	0,08	0,59	0,26	1,00					
CONF	0,02	0,00	0,14	-0,31	-0,31	0,97	-0,47	0,49	-0,96	-0,94	0,51	0,27	0,18	0,83	0,64	0,67	1,00				
POT	0,03	0,02	0,01	-0,04	-0,02	0,15	-0,05	0,08	-0,15	-0,15	0,07	0,03	0,13	0,13	0,07	0,11	0,15	1,00			
PV	0,02	0,05	0,11	-0,32	-0,32	0,43	-0,62	0,08	-0,46	-0,44	0,44	-0,03	-0,21	0,27	0,09	0,46	0,48	0,07	1,00		
AINF	0,17	0,29	-0,23	0,06	0,06	-0,06	0,02	-0,04	0,05	0,03	0,01	0,01	0,59	0,00	0,00	0,09	-0,05	0,01	0,01	1,00	
KI	0,15	0,10	-0,10	0,06	0,06	-0,04	0,01	-0,03	0,00	0,00	0,00	0,00	0,18	-0,03	0,00	0,03	-0,02	0,02	0,00	0,30	1,0
	X	Y	ZM	DE	A	FE	NI	CO	SIO2	MGO	AL2O	SM	VAN	ENI	ECO	DENS	CONF	POT	PV	AINF	KI



Tabla 5:CLASSE 1/3								
Ord	Variable	Orden de Sign.	Efecticvos:	10405.0	Medias		Desviación Estándar	
			V.TEST	PROBA	CLASE	GENERAL	CLASE	GENERAL
1	FE	P6	57.86	0.000	44.49	39.81	5.03	11.53
2	NI	P10	24.52	0.000	1.34	1.27	0.30	0.41
3	CO	P3	67.31	0.000	0.14	0.11	0.07	0.07
4	SIO2	N2	-51.37	0.000	7.03	11.16	5.27	11.14
5	MGO	N1	-54.13	0.000	2.19	5.37	2.57	8.14
6	AL2O	P16	2.15	0.016	8.43	8.37	2.31	3.62
7	SM	P4	64.63	0.000	25.89	19.30	14.36	13.91
8	PV	N3	-25.00	0.000	1.09	1.12	0.06	0.16
9	CONF	P7	55.65	0.000	0.91	0.83	0.08	0.19
10	ENI	P2	71.37	0.000	82.28	79.59	1.89	5.37
11	ECO	P1	88.07	0.000	61.94	55.50	5.16	10.42
12	VAN	P5	60.35	0.000	5823.77	4040.42	4968.08	4214.67
13	A	P8	43.42	0.000	14.99	13.02	5.45	6.48
14	DE	P9	43.21	0.000	14.00	12.04	5.44	6.48
15	Y	P11	21.81	0.000	220107.80	220053.36	348.03	356.05
16	POT	P12	10.67	0.000	0.99	0.98	0.09	0.11
17	DENS	P13	8.33	0.000	1689.51	1684.14	66.93	91.91
18	AINF	P14	6.79	0.000	732.73	709.58	555.11	486.20
19	KI	P15	4.12	0.000	834.03	735.07	3628.36	3426.29
20	X	N5	-9.85	0.000	705014.75	705037.44	324.42	328.37
21	ZM	N4	-13.44	0.000	60.33	62.00	16.29	17.75



Tabla 6:CLASSE 2/3

Ord	Variable	Orden de Sign.	Efectivos:	6593.0	Medias		Desviación Estándar	
			V.TEST	PROBA	CLASE	GENERAL	CLASE	GENERAL
1	FE	P5	49.34	0.000	45.64	39.81	4.92	11.53
2	NI	N3	-82.13	0.000	0.93	1.27	0.22	0.41
3	CO	N9	-15.91	0.000	0.09	0.11	0.06	0.07
4	SIO2	N4	-53.66	0.000	4.97	11.16	4.23	11.14
5	MGO	N5	-51.13	0.000	1.06	5.37	1.47	8.14
6	AL2O	P3	59.71	0.000	10.61	8.37	3.53	3.62
7	SM	N7	-34.30	0.000	14.27	19.30	11.28	13.91
8	PV	P1	84.86	0.000	1.25	1.12	0.20	0.16
9	CONF	P4	54.45	0.000	0.94	0.83	0.05	0.19
10	ENI	P6	28.79	0.000	81.18	79.59	2.70	5.37
11	ECO	N10	-13.16	0.000	54.10	55.50	7.88	10.42
12	VAN	N6	-41.19	0.000	2263.90	4040.42	2127.24	4214.67
13	A	N2	-82.73	0.000	7.54	13.02	4.20	6.48
14	DE	N1	-82.80	0.000	6.55	12.04	4.20	6.48
15	Y	N8	-20.74	0.000	219977.78	220053.36	338.76	356.05
16	POT	P8	6.47	0.000	0.99	0.98	0.08	0.11
17	DENS	P2	69.08	0.000	1749.10	1684.14	68.83	91.91
18	AINF	N12	-10.36	0.000	658.05	709.58	350.87	486.20
19	KI	N13	-6.05	0.000	522.77	735.07	2891.82	3426.29
20	X	N11	-12.46	0.000	704995.56	705037.44	338.84	328.37
21	ZM	P7	26.33	0.000	66.79	62.00	18.99	17.75



Tabla 7: CLASSE 3/3								
Ord	Variable	Orden de Sign.	Efectivos:	4298.0	Medias		Desviación Estándar	
			V.TEST	PROBA	CLASE	GENERAL	CLASE	GENERAL
1	FE	N2	-128.90	0.000	19.55	39.81	6.73	11.53
2	NI	P3	64.06	0.000	1.62	1.27	0.46	0.41
3	CO	N8	-65.50	0.000	0.04	0.11	0.02	0.07
4	SIO2	P2	126.31	0.000	30.84	11.16	5.87	11.14
5	MGO	P1	126.83	0.000	19.83	5.37	7.00	8.14
6	AL2O	N6	-71.89	0.000	4.73	8.37	3.43	3.62
7	SM	N9	-41.32	0.000	10.91	19.30	7.01	13.91
8	PV	N7	-66.60	0.000	0.98	1.12	0.05	0.16
9	CONF	N1	-132.02	0.000	0.49	0.83	0.12	0.19
10	ENI	N3	-122.04	0.000	70.67	79.59	4.68	5.37
11	ECO	N4	-94.54	0.000	42.07	55.50	9.73	10.42
12	VAN	N10	-27.71	0.000	2448.62	4040.42	2500.06	4214.67
13	A	P5	41.23	0.000	16.66	13.02	6.34	6.48
14	DE	P4	41.56	0.000	15.71	12.04	6.34	6.48
15	Y	N14	-0.79	0.216	220049.55	220053.36	375.42	356.05
16	POT	N11	-20.77	0.000	0.95	0.98	0.17	0.11
17	DENS	N5	-89.96	0.000	1571.46	1684.14	67.10	91.91
18	AINF	P6	3.47	0.000	732.60	709.58	480.17	486.20
19	KI	P7	1.84	0.033	821.20	735.07	3656.33	3426.29
20	X	N13	-6.91	0.000	705006.50	705037.44	323.09	328.37
21	ZM	N12	-13.60	0.000	58.71	62.00	17.71	17.75



SISTEMA INTEGRAL PARA SECADO, BENEFICIO Y HOMOGENEIZACIÓN DE MINERALES LATERÍTICOS

Severo Estenoz Mejías, Marianny Espinosa Frómeta y Niurka Pérez Melo

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

RESUMEN

El uso y explotación de las energías solares, eólicas, el calor natural y otras fuentes naturales cobra particular relevancia en el mundo actual, por cuanto son fuentes limpias de energía que permiten disminuir el impacto ambiental de las fuentes tradicionales.

La implementación de procedimientos y equipos para el secado preliminar de los minerales lateríticos en la mina de la Empresa Comandante Ernesto Che Guevara se considera como una etapa dentro del sistema de preparación de mineral. El sistema comprende también la homogeneización de las menas y varias etapas de beneficio.

En los estudios de evaluación de la viabilidad económica del secado solar en la región de Moa se efectuó una comparación de las condiciones naturales con respecto a Tocantins, Brasil y Río Tuba en Filipinas. Resultando que el secado solar en Moa tiene mayor potencial energético.

Se diseñó una forma de apilar, remover y recoger las pilas que se adapte a las condiciones del microclima de la región.

En los estudios estadísticos y modelos computarizados se estudiaron el tiempo de secado, el número de hileras y pilas, sus dimensiones y volúmenes, la disposición en el terreno, los horarios y frecuencia para la remoción de las capas de material seco y otros parámetros de productividad y equipamiento.

Con la aplicación del procedimiento, en la Empresa Che Guevara produciendo 52 000 toneladas Ni, se estiman se obtengan 14.7 millones de USD anuales por concepto de ahorro de combustible, además de la reducción en las emanaciones de gases y polvo al medio ambiente.

Palabras Claves: Almacenamiento y homogeneización de minerales, secado solar, materiales a granel.

ABSTRACT

The use and exploitation of the solar, eolic energy, the natural heat and other sources natural cobra particular relevance in the current world, since they are clean sources of energy that allow to diminish the environmental impact of the traditional sources.

The implementation of procedures and teams for the preliminary drying of the laterite ore in the mine of the Company Comandante Ernesto Che Guevara is considered like a stage inside the system of mineral preparation. The system also understands the blending of the ores and several stages of benefit.

In the studies of evaluation of the economic viability of the solar drying in the region of Moa a comparison of the natural conditions was made with regard to Tocantins, Brazil and River Tuba in Philippine. Being that the solar drying in Moa has bigger energy potential.

You designs a form of heaping, to remove and to pick up the piles that adapts to the conditions of the microclima of the region.

In the statistical studies and on-line models were studied the time of drying, the number of arrays and piles, their dimensions and volumes, the disposition in the land, the schedules and frequency for the removal of the layers of dry material and other parameters of productivity and equipment.

With the application of the procedure, in the Company Che Guevara producing 52 000 tons Neither, they are considered they obtain 14.7 million annual dollars for concept of saving of fuel, besides the reduction in the emanations of gases and powder to the environment.

Key words: Storage and blended of minerals, solar drying, ore and bulk material.



INTRODUCCIÓN

La implementación de secado solar en la industria minera representa un considerable ahorro de energía y la reducción ostensible de las emanaciones de gases tóxicos y aerosoles a la atmósfera.

La aplicación del secado solar en la Empresa Comandante Ernesto Che Guevara, en adelante ECECG, ha sido considerada a partir de la inserción en el Sistema de Preparación Integral del Mineral, el cual considera el aprovechamiento integral de los recursos minerales, el desarrollo de una minería de excelencia y la entrega de la materia prima a la industria con el mayor grado de calidad.

MATERIALES Y MÉTODOS

El sistema de preparación integral del mineral en la ECECG incluye dentro de sí tres elementos fundamentales: una minería flexible y de precisión que permita considerar los parámetros de calidad y los cambios del mercado internacional, un proceso de beneficio en varias etapas adecuado a las etapas del control de calidad de la materia prima y relacionados ambos con las etapas de secado solar y homogeneización.

La inserción de las operaciones del secado solar y al homogeneización dentro del sistema de preparación integral del mineral se puede observar en el esquema general de la Fig. 1.

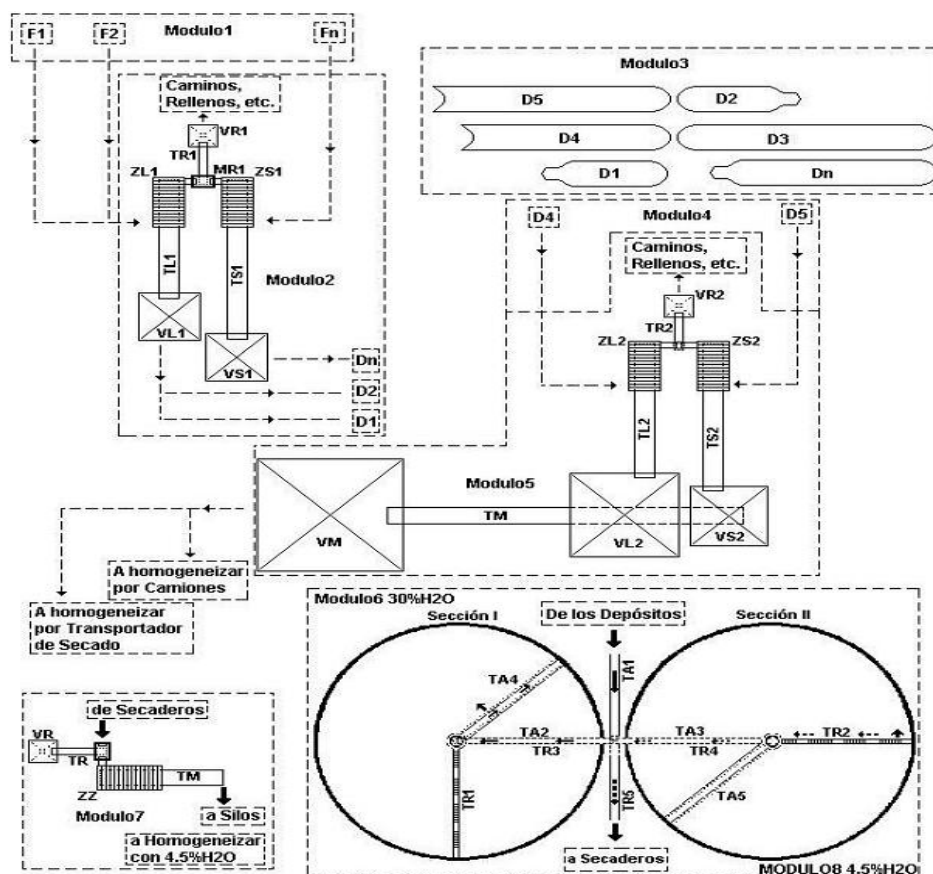




Fig. 1 Esquema general del sistema de preparación integral del mineral para la ECECG, donde se agrupan por módulos las diferentes operaciones, como se describe a continuación:

Modulo 1, Minería separada de LB y SB (F1- primer frente de minería, F2- segundo frente de minería, Fn- enésimo frentes de minería);

Modulo 2, Estación de separación primaria (ZL1- separador de la LB, ZS1- separador de la SB, MR1- triturador de quijada hasta 40mm, TR1- transportador de rechazo, VR1- tolva de rechazo, rocas trituradas, TL1- transportador de mineral de LB, TS1- transportador de mineral de SB, VL1- tolva del mineral fino (-150mm) para LB, VS1- tolva del mineral fino (-150mm) para SB, D1- mineral al primer depósito de secado y mezcla, D2- mineral al segundo depósito de secado y mezcla, Dn- mineral al enésimo de depósito de secado y mezcla);

Modulo 3 Depósitos de secado solar y mezcla (D1 y D2- primer y segundo depósitos de mineral, D3, D4 y D5- tercer, cuarto y quinto depósitos de mineral, Dn- enésimos depósitos de mineral), (Estenoz, 2001).

Modulo 4 Pre-mezcla en los depósitos de secado, (D4- recogida de mineral LB en los depósitos de secado, D5- recogida de mineral SB en los depósitos de secado),

Modulo 5 Proceso de beneficio en húmedo (ZL2- separador de LB de las rocas +40mm, ZS2- separador de la SB de las rocas +40mm, LF- limpiador de la fracción +40mm, TR2- transportador de rechazo, VR2- tolva de rechazo de las rocas limpiadas de +40mm, TL2- transportador de mineral de LB, TS2- transportador de mineral de SB, VL2- tolva del mineral fino (-40mm) para LB, VS2- tolva del mineral fino (-40mm) para SB, TA- transportador de mineral de alimentación a secaderos o (a la homogeneización en húmedo).

Modulo 6 Homogeneización en húmedo (TA- transportador de Alimentación, TA2 y TA3 transportadores de alimentación de la sección I y sección II, TA4 y TA5 apiladores de mineral de la sección I y II, TR1 y TR2 reclamadores de mineral de la sección I y II, TR3 y TR4 transportadores de recogida de la Sección I y II, TR5 transportador de entrega);

Modulo 7, Proceso de beneficio en seco (ZZ- separadores de la fracción +10mm (1÷4), LF2- limpiadores de la fracción +10mm (1÷2), TR3- transportador de rechazo, VR3- tolva de rechazo 28m³, TES- transportador de entrega a silos);

Modulo 8 Homogeneización en seco (TA- transportador de Alimentación, TA2 y TA3 transportadores de alimentación de la sección I y sección II, TA4 y TA5 apiladores de mineral de la sección I y II, TR1 y TR2 vibrorecogedores de mineral en sección I y II, TR5 transportador de entrega o transporte neumático a los silos).

Secado solar del mineral

En las investigaciones realizadas para desarrollar los modelos y diseños del equipamiento y los procedimientos del secado solar del mineral en la ECECG se efectuó una comparación entre las condiciones de naturales de Moa y otras dos minas que utilizan la energía solar y eólica, Rio Tuba en Filipinas y Toncantins en Brasil.

Los objetivos para el desarrollo de los modelos y diseños del secado solar del mineral en la ECECG consistieron en:

- Aprovechar la energía solar, el calor natural y la energía eólica;
- Obtener la mayor productividad del secado por unidad de superficie mediante la remoción periódica de las pilas.
- Regular y controlar los taludes y parámetros de las pilas, de tal forma que se puedan adecuar a las variaciones climáticas y las irregularidades en los regímenes de precipitación.

El procedimiento de secado a la intemperie consta de tres etapas, en la primera de las cuales se produce la disposición espacial y el apilado de las pilas de mineral. Las pilas durante el apilado se forman continuamente por capas longitudinales (Estenoz, 2003).



En la segunda etapa se realiza el destape por capas del material secado en la superficie de la pila, lo cual provoca el desplazamiento periódico y continuo de las pilas en la dirección hacia donde se deposita cada capa de material seco. En la Fig. 1 se muestra el equipo de remoción utilizado en la prueba a escala piloto, realizada en la primavera del 2003. En la Fig. 2 se observa la diferencia de coloración de mineral debido a la intensidad del proceso de secado.



Fig. 2 Pila de mineral y cargador frontal utilizado durante la remoción.



Fig. 3 Pila de mineral con 26% de humedad durante un ciclo de remoción.



En la tercera etapa del proceso se procede a la recogida del material seco. Estas operaciones permiten mantener de forma continua y estable la máxima capacidad de recepción de material húmedo y la máxima entrega de material seco, así como la continuidad y constancia del proceso de destape en dependencia de la disponibilidad de energía.

En la Fig. 4 se ilustra una forma particular de organizar el apilado, secado y recogida del material húmedo y seco con equipos de apilado, remoción y recogida.

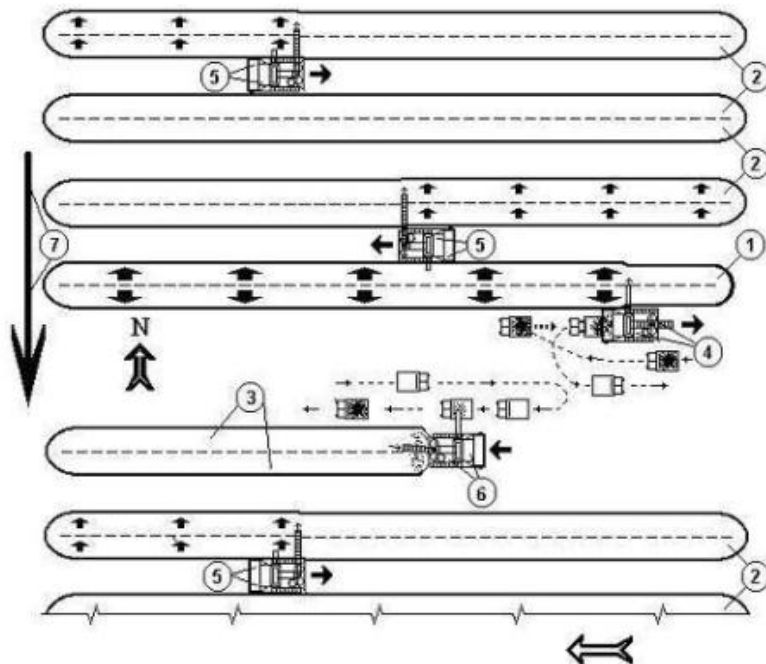


Fig. 4 Disposición espacial esquematizada del conjunto de operaciones del procedimiento; Leyenda: 1. Pila en formación y amontonamiento, 2. Pilas en remoción durante el secado, 3. Pila en la etapa de recogida, 4. Equipo para el apilado, 5. Equipos para la remoción, 6. Equipo para la recogida, 7. Dirección de avance del frente de apilado y recogida durante el proceso de secado.

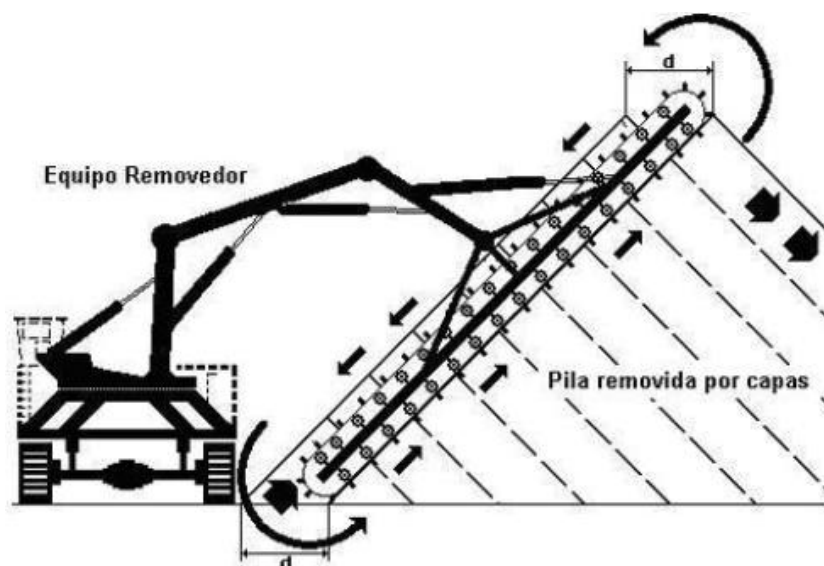


Fig. 5 Representa un corte transversal del equipo de remoción sobre la pila de mineral del diseño propuesto para la explotación a escala industrial.

La homogeneización del mineral

Los objetivos del procedimiento de homogeneización y almacenamiento del mineral para la ECECG son:

- incrementar y estabilizar la calidad en los flujos de material homogeneizado a entregar para mejorar los sistemas de corrección y registro de calidad de material y la eficiencia de las operaciones y procesos metalúrgicos.
- aprovechar al máximo el espacio disponible y simplificar los procesos de automatización e informatización;
- perfeccionar el proceso de apilado y repartición del flujo de material para acrecentar la capacidad de recepción y entrega de material;

La elección del área circular responde a la necesidad de aprovechar mejor el espacio por la necesidad de techar el depósito de mineral, aunque en virtud de los beneficios que reporta podría construirse en secciones longitudinales, con tan solo un incremento máximo de los costos en un 19%, por concepto del techado y las paredes.

Los procesos de apilado y repartición están desligados de la recogida de las pilas de material y de su evacuación hacia la industria, lo cual permite dirigir las mezclas y niveles de homogeneización en los flujos de salida de acuerdo a los requerimientos y exigencias industriales de cada período.

En la Fig. 4 se muestra el diseño de los equipos principales y la organización general del proceso de homogeneización y almacenamiento del mineral para la ECECG.

RESULTADOS

En la prueba de secado solar a la intemperie y homogeneización a escala piloto (Estenoz 2003) se obtuvieron disminuciones de humedad considerables en la masa minera, los resultados en el transcurso del tiempo se muestran en la tabla I.



Tabla I. Comportamiento de la humedad del mineral y algunos parámetros ambientales en el transcurso del tiempo en la primavera del 2003. Nota: * Ocurrencia de abundantes lluvias.

Periodo de Tiempo	Humedad del mineral, (%)	Temperatura Ambiente, (°C)	Velocidad promedio del Viento, (kph)	Humedad Relativa del Aire, (%)
Abril 23 al 29	38.08	26.00	12.84	76.22
Abril 30 a Mayo 6	36.89	27.34	14.01	73.40
Mayo 7 a Mayo 13	30.13	28.12	14.86	73.24
Mayo 14 a Mayo 20	28.04	28.34	13.77	73.95
Mayo 21 a Mayo 27	28.85*	28.59	13.85	77.71
Mayo 28 a Junio 3	24.46	28.75	13.40	75.66

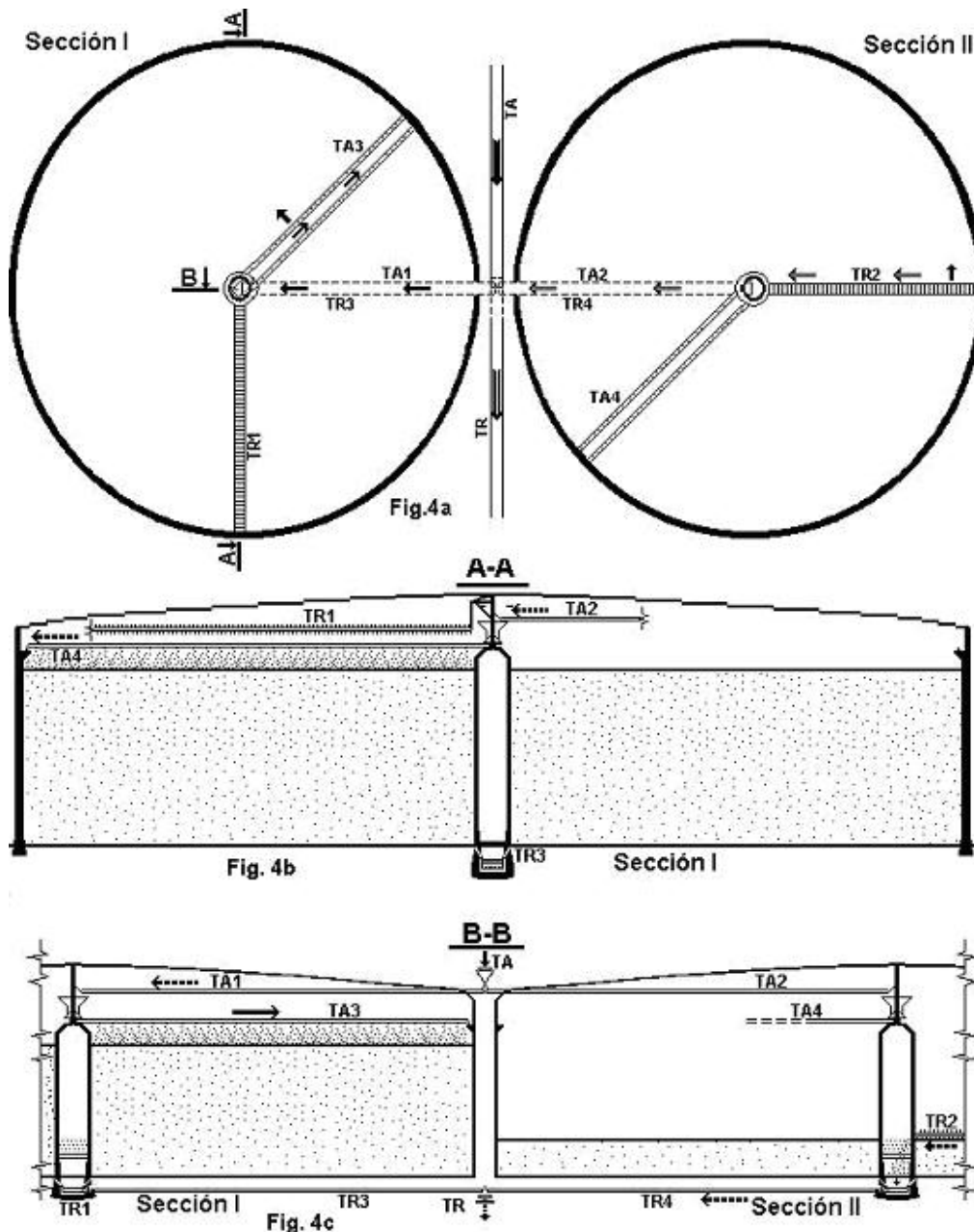


Fig. 4. Sistema de la instalación de homogeneización, donde Fig. 4a. Conjunto de la instalación vista en planta; Fig. b. vista en sección transversal desarrollada en corte longitudinal a la dirección del brazo de apilado en una sección de almacenamiento en particular; Fig. 4c. vista en sección transversal desarrollada en corte longitudinal de la dirección de los transportadores de banda y las paredes interiores de ambas secciones de almacenamiento.

Leyenda: TA- transportador de alimentación; TA1- transportador de alimentación hasta el apilador en la sección I; TA2- transportador de alimentación hasta el apilador en la sección II; TA3- apilador de mineral de la sección I; TA4- apilador de mineral de la sección II; TR1- reclamador de mineral en la sección I; TR2- reclamador de mineral en la sección II; TR3- transportador de recogida en la sección II; TR4- transportador de recogida en la sección II; TR- transportador de entre de mineral desde el almacén homogeneizador.



CONCLUSIONES

1. Las condiciones geográficas y climáticas de los depósitos mineros en los yacimientos asignados a la Empresa Comandante Ernesto Che Guevara permiten el secado a la intemperie de los minerales durante casi todo el año, siendo la temporada de febrero a octubre la más favorable.
2. En la Empresa Comandante Ernesto Che Guevara se disponen actualmente más de 750 mil metros cuadrados de superficie donde se puede secar y almacenar más de 3.3 millones de toneladas de masa mineral.
3. En el secado a la intemperie del mineral en los depósitos mineros de la Empresa Comandante Ernesto Che Guevara se puede disminuir como mínimo en un 24% la humedad inicial del mineral.
4. En pilas con 7 metros de alturas, 40-45 grados de talud y capas de 15 cm de espesor durante su amontonamiento se pueden secar 4.4 toneladas anuales de mineral por metro cuadrado de superficie disponible.
5. La instalación y procedimiento de homogeneización diseñados se puede usar para el procesamiento de minerales terrosos, independientemente de su grado de adhesión y aglomeración.
6. La aplicación en la Empresa Comandante Ernesto Che Guevara del secado solar generaría entre 14 y 17 millones anuales y unos 10 millones por el procesamiento de mineral homogeneizado a más de 90 grados.

BIBLIOGRAFÍA

- Estenoz, S. y E. Rondón, 1997, Descripción, caracterización y valoración de los flujos y procesos, Informe final Etapa 03 del proyecto de I+D: "Incremento y regulación de la eficiencia económica del complejo minero-metalúrgico", Centro de Investigaciones del Níquel, Moa, p.22-28.
- Estenoz, S., 1998, Procedimiento de homogeneización para apilamiento y recogida de materiales a granel e instalación requerida. CU22513, OCPI. <http://www.ocpi.cu/doc/1998/t6295.pdf>.
- Estenoz, S., 1999, Incremento y regulación de la eficiencia económica del complejo minero-metalúrgico, Centro de Investigaciones del Níquel, Informe final del proyecto SEMMI, p.74-93.
- Estenoz, S., N. Pérez y E. Rondón, 1999, Procedimiento para estabilizar y secar los flujos de mena durante el abasto al proceso metalúrgico, Evento IX Sesión Científica, Centro de Investigaciones del Níquel, Moa, p.12.
- Estenoz, S., N. Pérez y E. Rondón, 2003, Procedimiento de homogeneización y secado solar de materiales a granel e instalación requerida, OCPI: <http://www.ocpi.cu/doc/2003/t20899.pdf>
- Estenoz, S., 2001, Procedimiento y equipo para secado solar de materiales a la intemperie, Solicitud de invención cubana No. 175, OCPI, OCPI, La Habana.
- Estenoz, S., M. Espinosa, N. Pérez y otros, 2003. Prueba de homogeneización y secado solar del mineral (Parte I): Centro de Investigaciones del Níquel, Cuba, Informe de Investigación, 24:48
- Estenoz, S., N. Pérez, A. Alderí y otros, 2004. Corrida de homogeneización y secado solar de minerales a escala industrial en la ECECG, Informe de Investigación, CEINNIQ.
- Frommholz, W. D., 1983. Depositing and mixing bulk materials, DE3011349, <http://v3.espacenet.com/textdoc?DB=EPODOC&IDX=DE3011349&F=0>.
- Georg, F. Ort, Murry Hill. and T. William Halzhauer, 1969, Combination stockpiler reclaimers, US3601244, USA: <http://patft.uspto.gov/netacgi/nphParser?Sect1=PTO1&Sect2=HITOFF&d=PALL&p=1&u=/netathtml/srchnum.htm&r=1&f=G&l=50&s1=3601244.WKU.&OS=PN/3601244&RS=PN/3601244>.



HOMOGENEIZACIÓN Y SECADO DE MINERALES LATERITICOS

Severo Estenoz Mejías, Marianny Espinosa Frómeta y Niurka Pérez Melo.

Centro de Investigaciones del Níquel, Carretera Moa-Baracoa Km. 6 s/n, Moa, Holguín, Cuba cp 83330,
Tel. 53-24 67123 y 67976, sestenez@cil.moa.minbas.cu y mespinosa@cil.moa.minbas.cu

RESUMEN

Los altos niveles de homogeneidad en los materiales a granel antes de someterse a tratamientos físicos y químicos permite lograr altos niveles de eficiencia en estos procesos, incluido el secado térmico.

Este procedimiento está compuesto por dos etapas, cada una con funciones predominantes. La primera tiene como funciones principales el almacenamiento, la clasificación y la homogeneización de los materiales tratados, mientras la función principal de la segunda etapa es la reducción de la humedad de los materiales y la sincronización de los flujos para mantener la homogeneización.

La homogeneización principal de las menas se produce durante la evacuación de los volúmenes almacenados, a través del deslizamiento y el derrumbe del mineral regulado en la descarga de las tolvas, produciéndose posteriormente el lanzamiento y el choque al encuentro de estos flujos resultantes con la caída sobre una tolva concentradora.

El secado del mineral se produce mediante la descarga homogénea y uniforme de capas finas de mineral sobre bandas transportadoras, las cuales se mueven lentamente a través de túneles de material casi transparente capaz de dejar pasar casi el 100 % de la radiación solar. Estos túneles abovedados poseen sobre su techo múltiples trampas de vapor. Un flujo de aire caliente a contracorriente intensifica el proceso de secado.

La instalación consta de otros aditamentos que complementan su funcionamiento y operaciones estables durante regímenes continuos de producción y le permiten manipular todo tipo de material a granel con cualquier grado de adhesión y aglomeración, logrando reducir la humedad entre 5 y 24% del valor inicial.

Palabras Claves: Almacenamiento, homogeneización, secado solar, materiales a granel.

ABSTRACT

The high levels of homogeneity in the materials to bulk before undergoing physical treatments and chemists allow to achieve high levels of efficiency in these included processes the thermal drying.

This procedure is compound for two stages, each one with predominant functions. The first one has like main functions the storage, the classification and the blended of the materials treaties, while the main function of the second stage is the reduction of the humidity of the materials and the synchronization of the flows to maintain the levels of blended.

The main homogeneity of the ores is achieved during the evacuation of the stored volumes, through the slip and the collapse of the mineral regulated in the discharge of the chutes, taking place the launching and the crash later on to the encounter of these resulting flows with the fall on a chute.

The drying of minerals or materials take place by means of the homogeneous and uniform discharge of fine layers of mineral on band transporters, which move slowly through tunnels of almost transparent material able to allow to almost pass 100% of the solar radiation. These arched tunnels possess on their roof multiple traps of vapor. A flow of hot air to against current it intensifies the drying process.

The installation consists of other additions that supplement its operation and stable operations during continuous production, allowing him to manipulate all material type to bulk with any degree of adhesion and mass, being able to reduce the humidity between 5 and 24% of the initial value.

Key words: Storage, blended, solar drying, materials to bulk.



INTRODUCCIÓN

Durante la valoración de los diseños industriales y flujos actuales (en las empresas Comandante René Ramos Latour y Comandante Ernesto Che Guevara) para la sincronización y acople con nuevas instalaciones multipropósito se examinaron y valoraron tres fuentes de conocimiento:

- La información de las redes de exploración y explotación geológica de los yacimientos lateríticos cubanos;
- Los datos de rendimiento y explotación de las tecnologías de arranque, carga y transportación del mineral;
- Los datos de las operaciones y rendimiento de los minerales en las instalaciones metalúrgicas.

En el análisis de los estudios realizados a los flujos de materiales y energía en las áreas mineras y metalúrgicas se manifestó que su calidad y estabilidad es un factor de primer orden para lograr altas capacidades de producción, reducir los costos y el consumo específico de mineral.

Los métodos usados actualmente para la regulación de los volúmenes y el control de la calidad de los flujos de mineral no aseguran el nivel necesario a cada uno de los procesos productivos y particularmente al tratamiento metalúrgico. Los métodos de preparación y homogeneización existentes provocan el aumento de los costos en las operaciones de secado, molienda, reducción y lixiviación de los minerales lateríticos.

Como resultado de las cada vez más rigurosas exigencias de las condiciones metalúrgicas a la calidad de la mena en los flujos suministrados por las minas, sucede que durante la planificación de los trabajos de extracción la variabilidad de la calidad en los cuerpos minerales aumenta con el avance y envejecimiento en la explotación de los yacimientos y entonces se afianzan más férreamente al método de la minería selectiva como solución al problema, lo cual provoca una extracción minera altamente escogida y dosificada de los volúmenes y la calidad de los frentes mineros donde se extrae el mineral.

Sin embargo con la intensificación de la selectividad de la extracción minera en el yacimiento, no se han alcanzado los niveles de estabilidad y homogeneización de los flujos abastecidos al tratamiento metalúrgico comparados con los que establece la experiencia de la práctica internacional o simplemente con el requerido por el mineral para el tratamiento industrial en la plantas metalúrgicas cubanas.

La selectividad en la extracción minera origina varios problemas, entre los más significativos se encuentran:

- La explotación, primero, de los sectores y áreas del yacimiento que presentan determinados niveles de calidad y propiedades ventajosas para el tratamiento metalúrgico;
- El aumento del volumen de mineral perdido o abandonado en pilares, diques o zonas inaccesibles;
- La limitación o disminución de la productividad y rendimiento del equipamiento minero y particularmente de los equipos asignados a los trabajos de arranque, carga y transportación del mineral;
- El aumento de la superficie anual deforestada y el agotamiento exagerado de las reservas balanceadas;



- La disminución del aprovechamiento de los componentes útiles en las reservas de mineral;
- La disminución de la ganancia obtenida de cada tonelada de mineral existente en el yacimiento;
- El aumento de la contaminación ambiental en la cantera, en los ríos y aguas superficiales de la región;
- El aumento de los costos específicos de los trabajos y laboreos mineros.

De los trabajos e investigaciones consultadas y realizadas se resumen que la minería selectiva no garantiza en los flujos de menas ni su estabilidad y ni su homogeneización y por tanto no puede incidir o regular la composición granulométrica, las proporciones y relaciones de limonita y serpentina, incluso aún menor influencia puede ejercer sobre las fases mineralógicas de los minerales y sus proporciones en las mezclas para la compensación de su calidad en los flujos de menas a extraer y abastecer a las fábricas.

En los estudios bibliográficos e investigaciones desplegadas en la Oficina Cubana de la Propiedad Industrial, las empresas de Nicaro y Punta Gorda, el Instituto Superior Minero Metalúrgico de Moa y la Universidad de Oriente en Santiago de Cuba se ha coincidido en que la forma más efectiva y quizás la única, sin subestimar el papel de la organización y la planificación minera, que podría resolver integralmente la estabilidad y homogeneización de los flujos de mineral que se abastecen a las fábricas consiste en la creación de instalaciones o sistemas multipropósito, para simultánea o paralelamente preparar, secar, estabilizar y homogeneizar los flujos de menas para su abasto al proceso metalúrgico.

MATERIALES Y MÉTODOS

Funciones y objetivos de las instalaciones multipropósito

Para diseñar y construir una instalación con los fines antes mencionados, esta debe ser lo más integral posible y comprender todo los aspectos que actualmente no se garantizan en la calidad de las menas abastecidas a los procesos fabriles. Por ello se considera que una instalación multipropósito debe tener los siguientes objetivos y funciones:

Básicos:

- Preparar lotes con los volúmenes necesarios para operar el circuito de las plantas de hornos de reducción, lixiviación y lavado en forma estable durante 6 días y períodos mínimos de cambios en la calidad del flujo de la materia prima superiores a 24 horas. Esta masa equivaldría a lotes de unas 75 000 toneladas de material seco preparado y mezclas para períodos mínimos de cambio de alrededor de 15 000 toneladas.
- El lote de mineral preparado debe garantizar índices de calidad y estabilidad en el flujo de mena para cada uno de los elementos químicos significativos al proceso metalúrgico superiores al 75% como valor del límite inferior.
- Garantizar un flujo de mena continuo de alimentación al proceso de secado y molienda, que a su vez alimentan al proceso de reducción y el circuito mencionado.
- Asimilar la máxima capacidad, productividad y utilización del equipamiento minero de extracción y transportación adecuándose a las condiciones de operación, mantenimientos, averías, cambios climáticos, etc.
- Asimilar y amortiguar el asincronismo de los máximos y mínimos de la productividad de la cantera sin alterar la calidad y estabilidad de los flujos de mena a entregar al proceso metalúrgico.



Generales:

- aumentar la cantidad y variedad de los materiales iniciales que participen en la mezcla.
- aumentar la flexibilidad en los volúmenes de materiales a homogeneizar y almacenar e incrementar el grado de homogeneización de la mena resultante.
- compensar suficientemente las particularidades de cada mineral en la calidad de la mena resultante.
- disminuir la humedad y la relación entre la cantidad de agua libre y física en la mena resultante.
- disminuir el parque de equipos mineros
- elevar la estabilidad de los flujos de mena para perfeccionar los sistemas de control de calidad del mineral y la eficiente regulación de las operaciones y procesos metalúrgicos.
- reducir el impacto ambiental de la industria metalúrgica mediante el uso de la radiación solar y el aprovechamiento integral de los recursos no renovables.

Aspectos novedosos de la instalación y su procedimiento de operación.

Lo novedoso en estas invenciones consiste en la sucesión y sincronización en el uso de una instalación diseñada para un sistema compuesto de almacenado, clasificación, homogeneización, secado y estabilización de los flujos mínimos necesarios de los materiales iniciales para el abasto a la industria, de una mezcla homogénea durante un determinado período de tiempo, en el cual se permita la adecuación y ajuste de las operaciones industriales necesarias para optimizar el aprovechamiento del material resultante, y así aumentar las ganancias específicas de la producción y la reducción del impacto ambiental de la minería y la metalurgia.

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

Valoraciones de las instalaciones y prototipos anteriores

A juzgar por las técnicas anteriores, el almacenamiento y homogeneización de materiales a granel puede efectuarse en áreas circulares o lineales por medio de apiladores de movimiento radial o lineal con o sin distribuidores de material sobre la pila (tajo) en formación y también en tolvas, silos u otros depósitos donde se mezclan los materiales en limitadas cantidades y relaciones entre unos y otros.

Los primeros pueden lograr grandes volúmenes de materiales almacenados y mezclados y los segundos menores volúmenes, pero mayor variedad en las proporciones entre unos y otros materiales. Paralelo a esto ocurre que los aparatos e instalaciones que aprovechan la energía solar para el secado de materiales, comúnmente son naves o almacenes que presentan flujos discontinuos o continuos de limitada capacidad y son empleados generalmente para el secado y almacenamiento o conservación de material orgánico y productos alimenticios, cuya estancia puede durar días o varios meses.

Entre las dificultades de los procedimientos e instalaciones de homogeneización para el mezclado y almacenamiento de materiales a granel se encuentran los de orden mecánico constructivo, que inciden directamente en los volúmenes de material a recepcionar por las tolvas de homogeneización y su relación con la homogeneidad de este, así como la segregación y estabilidad de las características cualitativas en el flujo durante su evacuación. Simultáneamente con esto se presentan las limitaciones de las instalaciones para desarrollar



mezclas de múltiples materiales y regular adecuadamente las proporciones suficientes y necesarias en la mezcla resultante de cada uno de los componentes iniciales. Estos problemas se acrecientan cuando aumenta el número de materiales iniciales y las diferencias entre sus características físico-mecánicas.

De acuerdo con la experiencia mundial, cuando se logran resolver los problemas de la homogeneización del material, entonces disminuyen los volúmenes de este a recepcionar por las tolvas o silos de homogeneización y en caso contrario, mientras mayores sean sus volúmenes peor será su homogeneidad; por tanto, en el flujo continuo de un proceso industrial se incrementarían los períodos de cambio para los índices de calidad del material a procesar, lo que repercutiría sobre la estabilidad de la eficiencia tecnológica en la industria. Si los volúmenes son grandes la estabilidad de la calidad en el flujo es considerablemente variable y por tanto las operaciones y los parámetros técnicos varían en amplios márgenes, lo que produce la disminución del rendimiento de las instalaciones, alterando el consumo de reactivos o el bajo aprovechamiento del material. Por otra parte sí se elige la variante de la alta homogeneidad y menores volúmenes, sucede comúnmente que en regímenes con capacidad de producción media y alta, según el tiempo de retención del flujo en las tolvas, silos, tanques, reactores u otros dispositivos, se entrelazan o coinciden los flujos de material para dar lugar a características y grado de homogeneidad resultante entre los materiales de cada flujo, para los cuales es muy difícil calcular o predecir sus índices de calidad y por tanto la magnitud e intensidad de las reacciones, así como sus consumos específicos de energía y reactivos; provocando como consecuencia baja eficiencia tecnológica en la industria.

Incluso cuando se solucionan parcial o casi totalmente estas dificultades en la homogeneización, almacenamiento y estabilidad entonces la variedad y cantidad de materiales iniciales, las diferencias en sus características particulares y la dosificación de la proporción adecuada de cada uno de ellos para la formación de la calidad final que se requiere se convierte en un problema. Añádasele a todo esto el control de la humedad y la relación entre el agua libre y la de constitución de los materiales; parámetros que acrecientan o determinan el grado de aglomeración y adhesión de estos, los cuales entorpecen la manipulación en los procesos de beneficio y tratamiento metalúrgico originando incrementos en el número y frecuencia de las averías en los sistemas de transportación y el aumento de los consumos energéticos y de reactivos.

Descripción del flujo tecnológico de la instalación

En la fig. 1, se hace referencia a las dos etapas del procedimiento, la primera está constituida por dos, cuatro, seis u ocho tolvas almacenadoras-dosificadoras (1), cada una con sus dispositivos reguladores (2) en su parte inferior y los transportadores recolectores (3) y acumuladores-homogeneizadores (4), la tolva mezcladora-homogeneizadora (5) con su dispositivo controlador-distribuidor (6) y el transportador suministrador (7). La segunda etapa o etapa de secado, la cual para cumplir sus funciones consta de: las cuchillas dosificadoras (8), los embudos (9) y dispositivos (10) controladores, los túneles (11) y transportadores (12) de secado, los puentes de viraje (13), los embudos acomodadores (14) y el transportador evacuador (15).

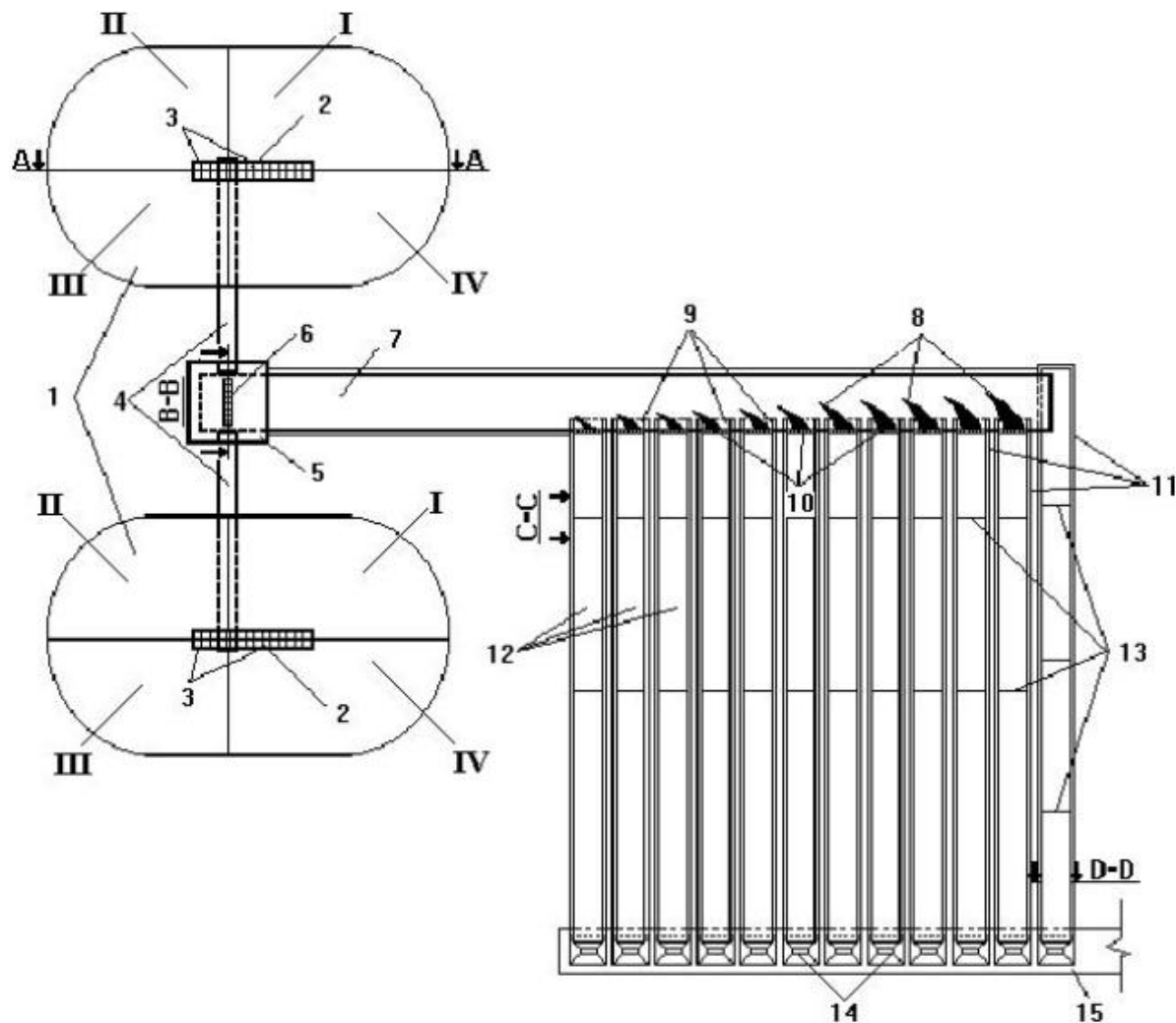


Fig. 1 Vista panorámica de la instalación de preparación, homogeneización y secado de minerales para el proceso de lixiviación carbonato amoniacal.

Leyenda: 1-Tolvas almacenadoras y dosificadoras; 2-Dispositivos reguladores de la descarga; 3-Transportadores recolectores; 4-Transportadores acumuladores y homogeneizadores; 5-Tolva mezcladora y homogeneizadora; 6-Dispositivo controlador distribuidor; 7-Transportador suministrador al secado; 8-Cuchillas o ganchos dosificadores; 9-Embudos para pesaje; 10-Dispositivos controladores; 11-Túneles de secado; 12-Transportadores de secado; 13-Transportador de evacuación; I, II, III y IV Compartimentos de las tolvas almacenadoras (1).

En las figuras 2a y 2b se representa una vista en planta de la tolva almacenadora - dosificadora y su sección transversal, donde se esbozan sus compartimentos (I, II, III y IV), los dispositivos reguladores (2), los transportadores recolectores (3) y acumuladores-homogeneizadores (4).

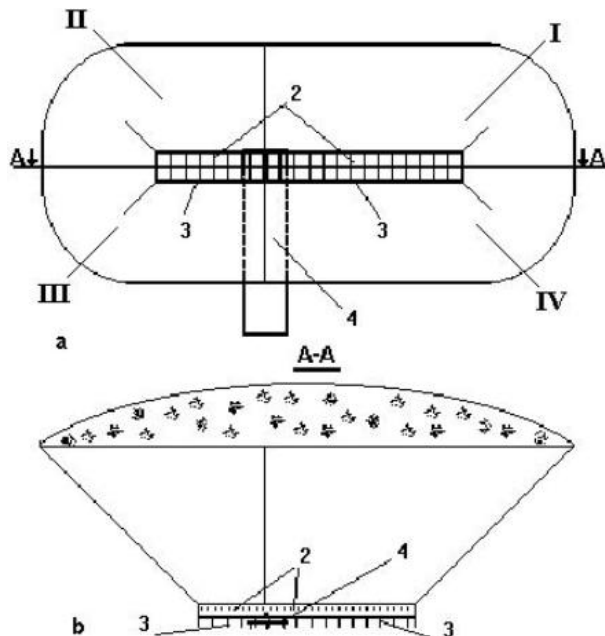


Fig. 2b Vista en sección transversal desarrollada con un corte longitudinal de la tolva almacenadora - dosificadora.

Leyenda: 1-Tolvas almacenadoras y dosificadoras; 2-Dispositivos reguladores de la descarga; 3-Transportadores recolectores; 4-Transportadores acumuladores y homogeneizadores; I, II, III y IV-Compartimentos de las tolvas almacenadoras (1).

En la fig. 3 se representan las paredes de la tolva en su parte inferior (5), una fila de rodillos dentados (16), dos filas de rodillos estriados (17) y la cinta (18a), los rodillos de carga (19a), los rodillos guías (20a) y la estructura soporte (21a) del transportador suministrador-distribuidor (7).

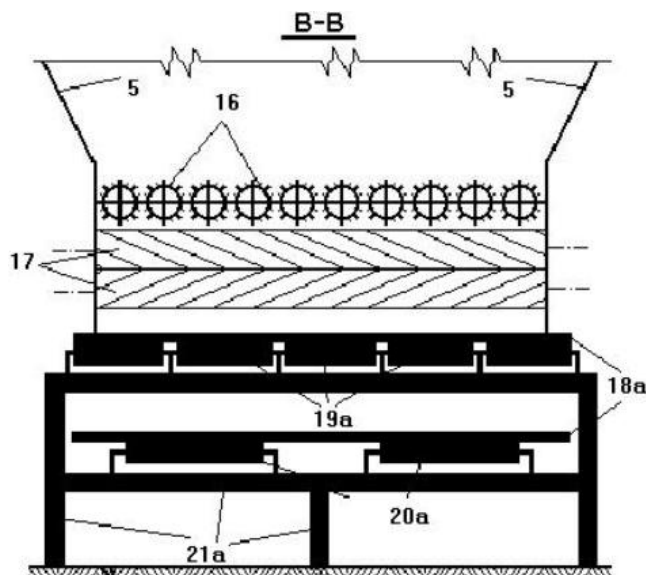


Fig. 3 Vista en sección transversal desarrollada en corte transversal a la tolva mezcladora - homogeneizadora (5) y al transportador suministrador - distribuidor (7).



Leyenda: 5-Tolva mezcladora y homogeneizadora; 16-Rodillos dentados; 17-Rodillos estriados; 18a-Cinta de la banda del transportador suministrador distribuidor; 20a-Rodillos guías del transportador suministrador distribuidor; 21a-Estructura soporte del transportador distribuidor.

La fig. 4a y 4b, se refiere a los detalles significativos de los puentes de viraje (13), tales como: la cintas (18b), los rodillos de carga (19b), rodillos guías (20b), los tamborcillos guías (22) y los soportes raspadores (23).

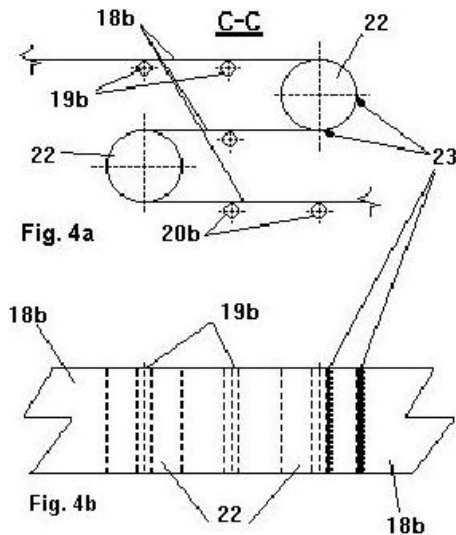


Fig. 4 Puentes de viraje de los transportadores; a-Vista en la sección transversal desarrollada en el corte transversal en uno de los puentes de viraje; b-Vista en planta desarrollada sobre el corte transversal en uno de los puentes de viraje.

Leyenda: 18b-Cinta de las bandas de los transportadores de secado; 19b-Rodillos de carga de los transportadores de secado; 20b-Rodillos de carga de los transportadores de secado; 22-Tamborcillos guías de los transportadores de secado; 23-Soportes raspadores de los transportadores de secado.

La bóveda de los túneles de secado (11a) y la cinta (18b) se aprecia en la fig. 5. Además los rodillos de carga (19b), los rodillos guías (20b) y las estructuras soporte (21b) de uno de los transportadores de secado (12).

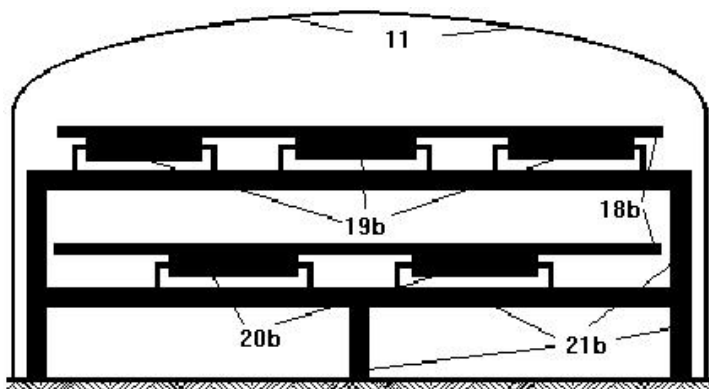


Fig. 5 Vista en sección transversal del corte transversal de un túnel de secado.

Leyenda: 11-Túneles de secado; 18b-Cinta de las bandas de los transportadores de secado; 19b-Rodillos de carga de los transportadores de secado; 20b-Rodillos guías de los transportadores de secado; 21b-Estructura soporte de los transportadores de secado.



CONCLUSIONES

1. La instalación se puede usar para el procesamiento de minerales terrosos con cualquier tipo de distribución de las fracciones granulométricas, independientemente de su grado de adhesión y aglomeración inicial.
2. Esta instalación garantiza la estabilidad y homogeneización de flujos de materiales a granel desde 10 000 hasta 20 000 toneladas métricas diarias y lotes de hasta 10 días garantizando las labores de preparación, extracción y planificación minera:
 - Alcanzar alta organización y flexibilidad de las labores mineras, para incrementar la productividad del equipamiento minero entre 20 y 30% de acuerdo a las condiciones geólogo-mineras presentes en la minería de los yacimientos asignados para la explotación.
 - Incrementar las reservas industriales existentes de Ni y Co en los yacimientos de Pinares, Martí, Levisa, Punta Gorda, Yagrumaje y Camariocas entre 6 y 14% mediante la reducción del 80% ó 90% de las pérdidas actuales y el aprovechamiento de determinadas cantidades de minerales.
 - Elevar el aprovechamiento de los minerales serpentínicos y ferruginosos para disminuir el consumo específico de mineral por tonelada de Ni+Co producida en 6%.
 - Reducir la deforestación en las zonas mineras en más de 11 hectáreas anuales y el impacto ambiental de las aguas fluviales y el litoral.
3. La instalación permite lograr mezclas resultantes de entre 2 y 64 materiales iniciales con grado de homogeneización superior a 95 grados y aumentos en la eficiencia económica y metalúrgica de las empresas, de acuerdo a las mezclas a preparar, con las siguientes magnitudes:
 - Disminuir la humedad del mineral suministrado al proceso metalúrgico entre 7 y 28% en función de los niveles de precipitación y radiación solar para la época del año.
 - Reducir el consumo de energía durante el tratamiento metalúrgico en un 3%.
 - Incremento de la recuperación de Ni y/o Co durante el proceso de Lixiviación en un 4%.
 - Elevar la estabilidad de los índices de calidad en el producto final y la posibilidad de aumentar la producción de Co en un 25%.
 - Aumentar la capacidad de producción anual de las plantas metalúrgica de Punta Gorda y Nicaro en 4%, es decir 500-750 y 1200 toneladas respectivamente, tomando como base las producciones de 1998 ó 1999.
 - Elevar la eficiencia metalúrgica general de los procesos de lixiviación amoniacal en más del 4.4%.
4. Las ganancias mínimas anuales estimadas, a partir de los precios actuales en el mercado mundial de los insumos, reactivos, energía y las ventas de las producciones, oscilan entre 1.6 y 4.4 millones de CUC en cada una de nuestras planta metalúrgica en las que se aplique este procedimiento y su instalación multipropósito.
5. La instalación y explotación de este procedimiento de almacenado, clasificación, homogeneización, secado y estabilización del flujo de material a abastecer al tratamiento metalúrgico crea las bases para el desarrollo de una tecnología de explotación integral que permita dirigir racionalmente la eficiencia económica de las empresas minero - metalúrgicas que procesan minerales polimetalicos.
6. Las inversiones sumarían entre 1.9 y 2.8 millones de CUC, de acuerdo a las características de los procesos metalúrgicos, los minerales a tratar y las capacidades de producción. Las mismas se recuperarían en plazos entre 4 y 9 meses aproximadamente.
7. Se recomienda, para su aplicación, discutir y valorar con un equipo de proyectistas e inversionistas la posibilidad de que empresas cubanas construyan y monten en forma total o



parcial esta instalación multipropósito en el los complejos minero metalúrgicos “Comandante Ernesto Che Guevara” de Punta Gorda y “Comandante René Ramos Latour” de Nicaro.

BIBLIOGRAFÍA

- Estenoz, S. M., 1997. “Descripción, caracterización y valoración de los flujos y procesos”, Informe Final Etapa 03 del Proyecto de I+D: “Incremento y regulación de la eficiencia económica del complejo minero-metalúrgico”, CIL, Moa.
- Estenoz, S., 1998, Procedimiento de homogeneización para apilamiento y recogida de materiales a granel e instalación requerida. CU22513, OCPI. <http://www.ocpi.cu/doc/1998/t6295.PDF>
- 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. M., N. Pérez y E. Rondón, 1999. “Procedimiento para estabilizar y secar los flujos de mena durante el abasto al proceso metalúrgico”, Evento IX Sesión Científica, CIL, Moa.
- Estenoz, S. y otros, 2003. Procedimiento de homogeneización y secado solar de materiales a granel e instalación requerida, CU22883, OCPI: <http://www.ocpi.cu/doc/2003/t20899.pdf>.
- Frommholz, W. D., 1983. Depositing and mixing bulk materials, DE3011349, <http://v3.espacenet.com/textdoc?DB=EPODOC&IDX=DE3011349&F=0>.
- Georg, F. Ort, Murry Hill. and T. William Halzhauer, 1969, Combination stockpiler reclaiming, US3601244, USA:<http://patft.uspto.gov/netacgi/nphParser?Sect1=PTO1&Sect2=HITOFF&d=PALL&p=1&u=/netahtml/srchnum.htm&r=1&f=G&l=50&s1=3601244.WKU.&OS=PN/3601244&RS=PN/3601244>.



ACTUALIZACIÓN DEL PROGRAMA GEOLÓGICO ECRRL- NICARO/2004

Ing. Luis R. Castillo, Ing. Mariela González, Ing. José L. Castillo

El Programa Geológico 2000-2004 de la UEB Minas; ECRRL-Nicaró, tiene como objetivo fundamental el logro de la geología confiable; a partir del cumplimiento de los procedimientos que exigen los “Estudios de Factibilidad Banqueables” y la “Dilución” 0, a la información geológica, considerando la experiencia de varios proyectos en la búsqueda de financiamiento internacional.

El trabajo presenta el estado y el avance, los logros (financiamiento estatal de la MN mediante Proyectos y otros) y las principales deficiencias, así como las proyecciones, de los **7 objetivos trazados** (organización y preservación de la información primaria, cálculos de recursos y reservas según los modelos correspondientes, reservas técnicas, cálculos y controles de la actividad minera, el Control de la Calidad y los Procedimientos de la información geológica, y la Higiene-Seguridad-Entorno), ejecutados en colaboración con varias Empresas (Geominera-Stgo. y otras), organismos (ONRM, CITEC-FAR, CITMA, MINAGRI), centros e instituciones (CEINIQ, CEPRONIQ, ISMM de Moa).



UTILIZACIÓN DE LAS SAPROLITAS DE LA REGIÓN DE MOA PARA LA OBTENCIÓN DE FERRONÍQUEL

Normando Marrero Leyva

CEPRONIQUEL

El presente trabajo “Utilización de las Saprolitas de la Región de Moa para la obtención de Ferroníquel”, está basada en la caracterización de estos recursos minerales para su posible empleo como fuente de materia prima principal en la obtención de Ferroníquel, así como la Modelación Geológica de los diferentes Cuerpos Minerales que componen la concesión minera asignada, y la estimación de los recursos y reservas mineras.

La fundamentación de la futura inversión está dada por la existencia de Volúmenes significativos de Recursos Minerales con altos contenidos de Níquel en los yacimientos, así como, por la factibilidad de su explotación, procesamiento y comercialización, con inversiones recuperables a corto plazo que debe contribuir significativamente, a la consolidación territorial del complejo minero - metalúrgico de Moa.

Los diversos trabajos geológicos/tecnológicos realizados hasta el presente, han confirmado la idoneidad del mineral mediante la aplicación de un nuevo proceso de Ferroníquel, utilizando una tecnología pirometalúrgica novedosa, denominada DC Electric Arc Furnace (Hornos de Plasma Eléctricos).

Los resultados de los programas de perforación realizados, indican Recursos ascendentes a mas de 42 millones de toneladas con con una ley de corte de 1 % de Ni, que garantizan una base mineral para más de 20 años de explotación.



DETERMINACIÓN DE LAS LEYES DE CORTE CRÍTICA Y ECONÓMICA EN YACIMIENTOS DE CORTEZA DE INTEMPERISMO ULTRAMÁFICA

Humberto Rodés García⁽¹⁾, René Noa Utria⁽¹⁾

(1) Centro de Proyectos del Níquel, Carretera a Sagua Km 1½, Moa, Holguín, Cuba, E – Mail: hrodes@ceproni.moa.minbas.cu

(1) Centro de Proyectos del Níquel, Carretera a Sagua Km 1½, Moa, Holguín, Cuba, E – Mail: moa@ceproni.moa.minbas.cu

RESUMEN

El presente trabajo recoge los resultados del cálculo de forma dinámica de las leyes de corte crítica y económica y de otros parámetros tales como: costo de producción, costo del m³ de escombros, etc. de algunos yacimientos considerados actualmente y en el futuro como fuente de materia prima para el proceso tecnológico Caron. Estos cálculos fueron realizados a los bloques de 300 x 300 m de cada uno de los yacimientos, se determinaron los niveles de producción para distintos precios de los componentes útiles (níquel y cobalto) así como los niveles de ganancia para esos precios.

También se hace variable hasta el nivel de bloque el costo del m³ de escombros lo cual está en dependencia de la relación escombros / mineral de cada bloque y yacimiento así como del coeficiente de mineralización de cada bloque. Para la particularización de los parámetros de cada bloque, se tomó en consideración las características geoquímicas de los mismos en cuanto a la composición de sus componentes útiles y nocivos (Fe, Ni, Co, MgO, SiO₂ y Al) y su peso porcentual en la composición sustancial de cada bloque. Estas particularidades geoquímicas influyen de manera decisiva en el costo de producción por TM. de mineral procesado.

Los resultados obtenidos, conllevarán en un futuro a la obtención de mejores logros en los parámetros geológico mineros y a un mejor aprovechamiento de los recursos geológicos que como se conoce, no son renovables.

ABSTRACT

The present work picks up the results of the calculation in dynamic way for both critical and economic cut off grade and other parameters such as: production cost, waste's extraction cost, etc. for some ore bodies, which are both actual and future raw material sources for Caron's technological process. These calculations were carried out to 300 m by 300 m block sizes for each ore bodies, and were determined the production's levels for different prices of the useful components (nickel and cobalt) as well as the revenue levels for those prices.

It becomes also variable until the block level the waste's extraction cost which depends from waste/ore ratio and coefficient of mineralization for each blocks and ore bodies. For the particularization of the parameters for each blocks, we took in consideration its geochemistry characteristics, essentially, both useful and noxious elements (Fe, Ni, Co, MgO, SiO₂ y Al) and the percentage weight in the substantial composition for each blocks. These geochemistry particularities influence in a decisive way in the production cost for tonnage of processed mineral.

The obtained results, in a future, will bear to overtake better achievements in both geologic and mining parameters and a better exploitation of the geologic resources, which, as all we know, are not renewable.



INTRODUCCIÓN

La Empresa Cdte. Ernesto Che Guevara se apresta a mejorar su capacidad de producción basando la misma en el mejoramiento de la eficiencia metalúrgica en aquellos puntos del proceso donde sea factible y para ello cuenta con los recursos y reservas de los yacimientos: Punta Gorda, Yagrumaje Norte, Yagrumaje Sur, Yagrumaje Oeste y Camarioca Este.

Todos estos yacimientos fueron calculados con diferentes variantes de leyes de corte económica y en distintas etapas en el tiempo empleando el método de cálculo de recursos geológicos por poligonales y utilizando el Software cubano MICRONIQ, estos depósitos minerales fueron calculados utilizando leyes de corte económicas fijas que no han variado en el tiempo, por lo que no se ha tenido en cuenta la oscilación de los precios de los componentes útiles en el Mercado Mundial, lo cual no resulta lo más favorable, ya que hay épocas en que se pierde mineral que no se recupera jamás si no se conoce su valor económico real o potencial en un momento determinado, lo cual impide que este mineral se acumule en depósitos especiales con el fin de utilizarlos cuando sea económicamente factible, es decir, no seguir trasladando éstos hacia las escombreras, donde se pierde definitivamente al mezclarlo con materiales de mucho mas baja ley de sus componentes útiles.

Es por eso que se hace necesario conocer de forma inmediata y dinámica las leyes de corte más convenientes que se deben utilizar en un momento determinado tomando en consideración la variación de los precios de los componentes útiles así como la rentabilidad que se planifique obtener en una situación económicamente favorable, desfavorable o normal de los precios de esos componentes.

MATERIALES Y MÉTODOS

El principal material utilizado para este trabajo fue una base de datos correspondiente a 405 bloques de 300 x 300 m. de algunos depósitos minerales considerados a minar por el proceso tecnológico carbonato amoniacal en los próximos años. La base de datos contiene los parámetros de calidad en cuanto a componentes útiles y nocivos así como los volúmenes de Recursos Medidos e Indicados y sus correspondientes Reservas Probadas y Probables. Esta base de datos de partida está calculada con la ley de corte supuestamente económica de 0.90 % Ni e incluye los recursos y reservas de las menas tecnológicas: laterita niquelífera de balance (LB) y serpentina niquelífera blanda de balance (SB).

Para poder calcular todos los parámetros e indicadores que se obtienen en este trabajo, fue necesario crear un software con ciertas particularidades, adaptado a las condiciones de los yacimientos de níquel cubanos y simulando el proceso tecnológico por lixiviación amoniacal, con la ayuda de éste se determina con eficacia las leyes de corte crítica y económica de los diferentes depósitos minerales y además se pueden calcular otros parámetros e indicadores importantes tales como:

- 1.- Hacer variable el costo del m³ de escombro para todos los bloques de los yacimientos.
- 2.- Hacer variable el costo de procesamiento de 1 T.M. de producto final en fábrica.
- 3.- Producción total de Ni + Co en forma de sinter, sulfuro de Ni y sulfuro de Co.
- 4.- Ganancia Neta (G.N.).
- 5.- Ganancia neta por T.M. de mineral procesado.
- 6.- Relación escombro / mineral (K) económica máxima

Todos estos parámetros e indicadores son obtenidos para cada bloque de cada yacimiento.



DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS

Seguidamente se muestran ejemplos de algunos parámetros obtenidos como resultado del procesamiento de la base de datos dirigida al fin propuesto.

Escenario de precios de los componentes útiles

Se escogieron tres escenarios de precios: optimista más probable y pesimista tal como se muestran seguidamente:

Escenario optimista	Precio del Ni	\$ 4.00 / lb.	Precio del sínter	\$ 3.86 / lb.
	Precio del Co	\$10.80 / lb	Precio del sulfuro de Ni	\$ 2.00 / lb.
Escenario mas probable	Precio del Ni	\$ 3.40 / lb.	Precio del sulfuro de Co	\$ 5.40 / lb.
	Precio del Co	\$ 8.65 / lb	Precio del sínter	\$ 3.26 / lb.
Escenario pesimista	Precio del Ni	\$ 2.75 / lb.	Precio del sulfuro de Ni	\$ 1.70 / lb.
	Precio del Co	\$ 6.50 / lb	Precio del sulfuro de Co	\$ 4.32 / lb.
			Precio del sínter	\$ 2.61 / lb.
			Precio del sulfuro de Ni	\$ 1.38 / lb.
			Precio del sulfuro de Co	\$ 3.25 / lb.

Hacer variable el costo del m³ de escombros

Se parte de la premisa de que el costo de 1 m³ de escombros en el yacimiento Punta Gorda es \$1.10. teniendo este yacimiento una relación escombros / mineral de 0.83 m³/TM.

Para calcular el costo del m³ de escombros de otro yacimiento, por ejemplo: Yagrumaje Norte y conociendo que la relación escombros / mineral del mismo es: 0.88 m³/TM., el costo del m³ de escombros para este yacimiento será:

0.83 m ³ / T.M. Yac Punta Gorda	\$1.10
0.88 " " " Yagrum. Norte	\$ X

$$X = (0.88 \times 1.10) / 0.83 = \$ 1.17$$

Los resultados se muestran en la Tabla I., donde se observa que a una mayor relación escombros / mineral se obtiene un aumento del costo del m³ de escombros a remover.

Tabla I. Relación escombros / mineral y costo m³ de escombros.

Yacimientos	Categoría	Relación Escombros / mineral	Costo m ³ de escombros
Punta Gorda	P.	0.83	1.10
Yagrumaje Oeste	"	0.25	0.33
Yagrumaje Sur	"	0.32	0.42
Camarioca Este	"	0.22	0.29
Yagrumaje Oeste	Pb.	0.45	0.60
Yagrumaje Sur	"	0.26	0.34
Yagrumaje Norte	"	0.88	1.17
Camarioca Este	"	0.34	0.46

P = Probadas

Pb. = Probables



Hacer variable el costo de procesamiento de 1 T.M. de producto final

Se parte de la premisa de que el costo de procesamiento de 1 T.M. de producto final está es la actualidad alrededor de \$ 1.84 / lb. para el yacimiento Punta Gorda

Para hacer variable el costo de producción del producto final, tenemos en consideración las diferencias de las características geoquímicas de los yacimientos, lo cual se resume en el cálculo de un factor para cada uno de ellos. Este factor se calcula dividiendo el resultado de la suma de los componentes útiles y nocivos de cada uno entre la suma de la composición sustancial completa del yacimiento en cuestión.

Por ejemplo: los componentes útiles y nocivos considerados son: Fe, Ni, Co, MgO, SiO₂ y Al.
Para el yacimiento Punta Gorda esta suma es: 61.435 % y su composición sustancial es 98.13
Fe = 38.41 % Ni = 1.27 % Co = 0.101 % MgO = 5.64 % SiO₂ = 12.31 % Al = 3.70 %

Para el yacimiento Yagrumaje Norte esta suma es 65.813 % y su composición sustancial es 99.44 %.

Por lo tanto, el factor para cada yacimiento será:

Punta Gorda: $61.435 / 98.13 = 0.6261$
Yagrumaje Norte: $65.813 / 99.44 = 0.6340$

Se iguala el factor de Punta Gorda a \$ 1.84 y de esta forma y por regla de tres se calcula el costo de producción de Yagrumaje Norte:

0.6261 Punta Gorda \$ 1.84
0.6340 Yagrumaje Norte \$ X

$$X = (0.6340 \times 1.84) / 0.6261 = \$ 1.94$$

Seguidamente se muestran en la tabla No. 2. los costos de producción calculados para todos los yacimientos considerados.

Aquellos yacimientos con el menor contenido de Fe resultan ser los que alcanzan un mayor costo de procesamiento.

Tabla II. Costo de 1 TM. de producto final calculados para el proceso Caron de distintos yacimientos de la región Moa-Baracoa.

Yacimientos	Categoría	Reservas en %	Σ Cu + Cn	Comp. Sustancial	Factor	Costo / lb	Costo / T.M.
Punta Gorda	P	24.4	61.435	98.13	0.6261	1.84	4056.26
Yagrumaje Oeste	"	1.1	58.515	99.37	0.5889	1.73	3813.99
Yagrumaje Sur	"	17.2	60.090	99.02	0.6068	1.78	3924.35
Camarioca Este	"	11.6	58.854	99.87	0.5893	1.73	3814.04
Yagrumaje Oeste	Pb	4.5	58.846	99.37	0.5922	1.74	3835.96
Yagrumaje Sur	"	1.7	62.775	99.02	0.6340	1.86	4100.68
Yagrumaje Norte	"	12.9	65.813	99.44	0.6618	1.94	4276.96
Camarioca Este	"	26.6	57.690	99.87	0.5777	1.70	3747.54
Promedio	P + Pb	100.0	60.345	99.75	0.6084	1.79	3946.27



La proporción del surtido de producción de cada uno de estos productos estará en dependencia del contenido de Ni y Co (relación Ni / Co) que haya en cada yacimiento.

En el yacimiento Punta Gorda, que tiene 1.251 % de Ni y 0.099 % de Co para una producción de Ni + Co de 25000 TM. se producirían un total de 22338 TM. de sínter, 1707 TM. de sulfuro de Ni y 955 TM. de sulfuro de Co.

Si tomamos como unidad el sulfuro de Co, la producción total de Ni + Co sería 26.2 T.M. distribuidas en: 23.4 TM. de sínter, 1.8 TM. de sulfuro de Ni y 1 TM. de sulfuro de Co.

En la Tabla III. se muestran las producciones de sínter, sulfuro de Ni, sulfuro de Co y producción total de Ni + Co para un ritmo de producción de 25000 TM. de Ni + Co y tomando como unidad la producción de sulfuro de Co.

Tabla III. Cálculo de la unidad de producción (sinter, sulfuro de Ni, sulfuro de Co y producción total)

Yacimientos	Cat de reserva	Reserva en %	Rel. Ni /Co	Prod. Ni+Co	Sínter	Sulf. Ni	Sulf. Co	Sínter (U)	Sulf. Ni (U)	Sulf. Co(U)	Total Ni+Co
Punta Gorda	P	24.4	12.58	25000	22338	1707	955	23.4	1.8	1.0	26.2
Yagrumaje Oeste	P	1.1	9.62	25000	22078	1688	1234	17.9	1.4	1.0	20.3
Yagrumaje Sur	P	17.2	10.92	25000	22208	1697	1095	20.3	1.5	1.0	22.8
Camarioca Este	P	11.6	10.93	25000	22208	1698	1094	20.3	1.6	1.0	22.9
Yagrumaje Oeste	Pb	4.5	8.98	25000	22000	1682	1318	16.7	1.3	1.0	19.0
Yagrumaje Sur	Pb	1.7	14.28	25000	22440	1715	845	26.6	2.0	1.0	29.6
Yagrumaje Norte	Pb	12.9	14.41	25000	22446	1715	839	26.8	2.0	1.0	29.8
Camarioca Este	Pb	26.6	9.58	25000	22072	1687	1241	17.8	1.4	1.0	20.2
Promedio	P + Pb	100.0	11.34	25000	22202	1701	1097	21.3	1.6	1.0	23.9

Tomando como ejemplo el bloque T-51. que tiene una total de 627417 TM. de 1.18 % de Ni y 0.069 % de Co con una relación Ni / Co de 17.10 producirá un total de :

$$\text{T.M. Ni} = (\text{TM. mineral} \times \% \text{ Ni} \times \text{Eficiencia Ni}) / 100 = (627417 \times 1.18 \times 0.80) / 100 = 5923$$

$$\text{T.M. Co} = (\text{TM. mineral} \times \% \text{ Co} \times \text{Eficiencia Co}) / 100 = (627417 \times 0.069 \times 0.40) / 100 = 173$$

La producción total de Ni + Co será de 6096 TM. distribuidas como:

Total Ni+Co = 6096 TM.
Sínter = 5514 TM.
Sulfuro de Ni = 411 TM.
Sulfuro de Co = 171 TM.

Las unidades de producción partiendo del sulfuro de Co = 1, serán:

Producción total Ni + Co = 35.6 TM.
Producción sínter = 32.2 TM.
Producción sulfuro de Ni = 2.4 TM.
Producción sulfuro de Co = 1.0 TM.

Como se puede observar, este es un bloque que tiene una relación Ni / Co bastante alta (12.58 m³ / TM.), la cual es mayor que el promedio del yacimiento Punta Gorda por lo que, en este



bloque se producirá una proporción en la producción de Ni > Co en el producto final, en otros bloques ocurre lo contrario, por lo que se llega a la conclusión de que los parámetros de producción de cada bloque derivados de la aplicación de los resultados de la Tabla III pueden servir de base para la planificación minera a partir del posible comportamiento del mineral en el proceso tecnológico.

Cálculo de la ganancia neta (G.N.)

Para calcular este parámetro se emplea la fórmula:

$$G.N. = G.B. - C.P. \text{ Donde: } G.B. = \text{Ganancia bruta ó global.} \\ C.P. = \text{Costos de producción.}$$

La ganancia bruta (G.B.) es el producto del surtido de producción por su precio de venta en el Mercado Mundial.

El costo de producción (C.P.) es el producto del surtido de producción por su costo de procesamiento en la industria.

El cálculo de estos parámetros económicos para el bloque T-51, que fue tomado de ejemplo se muestra seguidamente:

$$G.B. = [(5514 \text{ TM.} \times \$5754.06) + (411 \text{ T.M.} \times \$3042.38) + (171 \text{ T.M.} \times \$7165.02)] = \$34203523.44$$

$$C.P. = (6096 \text{ T.M.Ni} + \text{Co} \times 5317.31) = \$32414321.76$$

$$G.N. = \$1789201.68$$

Esta es la ganancia neta que se obtendría en este bloque bajo las condiciones de precios dados:

$$Ni = \$2.75 / \text{lb.} = \$5754.06 / \text{T.M.}$$

$$Co = \$6.50 / \text{lb} = \$14330.03 / \text{T.M}$$

Cálculo de la ley de corte crítica (Lk cu)

Es el resultado de dividir el costo de producción (C.P.) entre la ganancia bruta (G.B.), es decir:

$$Lk \text{ Ni} = C.P. / G.B.$$

Para el bloque T-51 se calcula:

$$Ck = \$32414321.76 / \$34203523.44 = 0.95 \% \text{ Ni}$$

La ley crítica constituye la ley límite de explotabilidad técnica y es donde la suma de todos los costos se igualan a los ingresos.

Cálculo de la ley de corte económica ó cutoff (Lce)

La ley de corte económica constituye una ley de explotabilidad económica, es decir, es una ley que permite pagar no solo los costos de la extracción y el beneficio de una tonelada de mineral



sino que es capaz de generar un beneficio económico adicional, incluyendo una ganancia esperada de la explotación del yacimiento.

Se obtiene por la fórmula: $Lce = Lk Cu (1 + i)$ donde i es la rentabilidad esperada ó planificada.

Para el bloque T-51 se obtiene lo siguiente:

$$Lce Ni = 0.95\% Ni (1 + 0.12) = 1.06 \% Ni.$$

Cálculo de la ganancia neta (G.N. u) por TM. de mineral procesado

Se calcula dividiendo la ganancia neta (G.N.) entre las toneladas de mineral procesado (TM. M.p), obteniéndose la ganancia neta por unidad de producción.

Para el bloque T-51 estos dos indicadores son:

Volumen de reservas probadas = 627417 TM.

Ganancia neta (G..N) = \$ 1789201.68. Por lo que, la G.N.u será para este bloque:

$$G.N.u = \$ 1789201.68 / 627417 TM. = \$ 2.85 \text{ por TM. de mineral procesado.}$$

Este indicador es necesario para calcular la relación escombros / mineral (K) económica máxima.

Cálculo de la relación escombros / mineral económica máxima (Kem)

Se calcula dividiendo la ganancia neta obtenida por TM. de mineral procesado entre el costo de remoción de 1 m³ de escombros, es decir:

$$Kem = G.N.\text{por } 1 TM.Mp / \text{Costo } 1 m^3 \text{ escombros.}$$

En el caso del bloque T-51 se tiene:

$$Kem = \$ 2.85 / \$1.97 = 1.45 m^3 \text{ por TM.}$$

Ley de corte marginal

Existen sectores de la mina, los cuales debido a circunstancias específicas, permiten extraer toneladas de mineral que aún teniendo una ley inferior a la ley de corte económica, producen un aumento de los beneficios económicos derivados del sector en cuestión. Esto se produce generalmente cuando la extracción de esos sectores no aumentan los costos proporcionalmente. No fue propósito de este trabajo el cálculo de la ley marginal.

Resultados obtenidos en el bloque T-51.comparación entre escenarios optimista, normal y pesimista basado en diferentes precios del Ni y Co en el Mercado Mundial.

Para ello se calculó el bloque T-51 del yacimiento Punta Gorda como si se procesara por la fábrica para precios de Ni y Co de \$ 4.00 / lb y \$10.80 /lb respectivamente y se comparó con los resultados obtenidos para precios de \$ 3.40 y \$ 8.65 y \$ 2.75 y \$ 6.50.



En la Tabla IV se puede observar la comparación entre los resultados de estas dos variantes de precios.

Tabla IV. Comparación de los parámetros obtenidos para tres variantes de precios.

No.	Parámetros	Escenario Optimista	Escenario Normal	Escenario Pesimista
1	Precio Ni	\$ 4.00	\$ 3.40	\$ 2.75
2	Precio Co	\$ 10.80	\$ 8.65	\$ 6.50
3	Precio sínter	\$ 3.86	\$ 3.26	\$ 2.61
4	Precio sulfuro de Ni	\$ 2.00	\$ 1.70	\$ 1.38
5	Precio sulfuro de Co	\$ 5.40	\$ 4.32	\$ 3.25
6	Producción sínter	5514 T.M.	5514 T.M.	5514 T.M.
7	Producción sulfuro Ni	411 T.M.	411 T.M.	411 T.M.
8	Producción sulfuro Co	171 T.M.	171 T.M.	171 T.M.
9	Ganancia bruta (G.B.)	\$ 50771146.71	\$ 42760713.69	\$ 34203523.44
10	Costo de producción (C.P.)	\$ 32414321.76	\$ 32414321.76	\$ 32414321.76
11	Ganancia neta (G.N.)	\$ 18356824.95	\$ 10346391.93	\$ 1789201.68
12	Ley de corte crítica Ni (Lk Ni)	0.64 %	0.76 %	0.95 %
13	Ley de corte económica Ni (Lc Ni)	0.72 %	0.85 %	1.06 %
14	Ganancia neta por T.M. de mineral procesado	\$ 29.26	\$ 16.49	\$ 2.85
15	Relación esc. ./ min. económica máxima	14.85:1	8.37:1	1.45:1
16	Rentabilidad planificada	12 %	12 %	12 %

CONCLUSIONES

La Empresa Cmdte. Ernesto Che Guevara mantiene el cutoff fijo en 0.90 % Ni desde que comenzó sus operaciones hace ya mas de 15 años. Esto ocurre también en otras industrias de procesamiento de yacimientos niquelíferos cubanos. Por esta causa se pierden muchos recursos y reservas que se trasladan hacia las escombreras, mezclándose con minerales de muy baja ley de sus componentes útiles debido a no contar con una metodología de cálculo dinámico que nos permita conocer con rapidez el valor económico de éstas en concordancia de los precios de sus componentes útiles en el Mercado Mundial.

Es posible llegar a caracterizar los yacimientos y a planificar la minería de sus bloques y pozos a partir de un esperado y planificado comportamiento del mineral en el proceso y no solo basar la planificación en sus componentes útiles, por ejemplo, en el contenido de Ni, se puede utilizar como un indicador eficiente la relación Ni / Co y aplicarlo combinándolo con otros resultados.

Para poder calcular todos los parámetros e indicadores que se obtienen en este trabajo, fue necesario crear un software con ciertas particularidades, adaptado a las condiciones de nuestros yacimientos niquelíferos y simulando el proceso tecnológico de lixiviación amoniacal (proceso Caron) y con la ayuda de éste se determina con eficacia las leyes de corte crítica y económica de los diferentes depósitos minerales. Además se pueden calcular otros parámetros e indicadores importantes.

Fue creada una metodología para hacer variable el costo de producción del mineral procesado en la fábrica y que se basa fundamentalmente en las características geoquímicas de los bloques de cada yacimiento, es decir, la interrelación existente entre sus componentes útiles, nocivos principales y la composición sustancial de los yacimientos.



RECOMENDACIONES

Comenzar a aplicar experimentalmente a aplicar experimentalmente este nuevo método de evaluación técnico – económica con la finalidad de ir a un aprovechamiento mas óptimo de los recursos y reservas minerales, que como se sabe, son recursos no renovables.

Calcular los recursos y reservas por las leyes de corte crítica y económica que se determinen según los precios del Ni y Co en el Mercado Mundial, solo por el techo de mineral ya que incorporar materiales por el fondo del perfil, implicaría aumentar considerablemente los nocivos (MgO y SiO₂).

BIBLIOGRAFÍA

- Carballo, A., 1996. Metodología para la evaluación geólogo – económica de los yacimientos de níquel y cobalto de la región de Moa.
- Carballo, A., Ramayo, L., 1985. Evaluación económica de los recursos minerales.
- Carballo, A., Rodés, H., 1993. Incremento de las reservas mineras y de metal (Ni + Co) por la utilización de un cutoff óptimo en los yacimientos lateríticos de la E.C.P.S.A. Perspectiva de la Base Minera.
- López, N., Rodés, H., 2000. Ingeniería Conceptual. Plan 25 Años de Minería.
- Quintas, F., Rodés, H., 2003. Modelación Geotecnológica y Medio Ambiental del yacimiento Punta Gorda. Base de Datos.
- Rodés, H., 1999. Estudio sobre la dilución del yacimiento Punta Gorda. II Etapa.



Recovery of nickel, cobalt and magnesium products by chloridation of laterites.

Jean-Marc Lalancette

The nickel/ cobalt ore is first reduced to appropriate size and then reacted with hydrochloric acid, preferably in the vapor phase. The reaction mixture is then further digested in HCl so as to complete the leaching of metals such as Ni, Co, Fe, Cr and Mg.

The metal rich solution is separated from the solid residues. By appropriate contacting procedures, the chlorine combined with iron, chromium and part of magnesium is recovered as useful nickel and cobalt chlorides. Using this process, recovery of more than 90% of nickel and cobalt from laterites has been achieved.



CARACTERIZACION GEOLOGO-GEOQUIMICA Y MINERALOGICA DEL YACIMIENTO DE LATERITAS NIQUELIFERAS SAN FELIPE, PROVINCIA CAMAGÜEY.

MSc. Ing. Alfonso Chang Rodríguez

Empresa Geominera Camagüey, Carretera Central Este, Km 5½. Camagüey, Cuba. CP 70600, E-mail: alfonsochr@geomineracmg.co.cu

RESUMEN

La Meseta San Felipe representa un potente manto de lateritas intemperizadas desarrolladas en el Terciario durante un período de estabilidad relativa. Presenta una morfología ondulada, inclinada desde el sur-sudeste hacia el norte-noroeste con elevaciones entre 140m y 190m sobre el nivel del mar. Las deformaciones estructurales y el fallamiento son intensos.

La consolidación del perfil generalizado de la corteza de intemperismo permitió caracterizar un potente horizonte saprolítico rico en arcillas (nontronitas) de más de 12m de potencia, suprayacido por un horizonte limonítico de 7m como promedio.

El estudio de la geoquímica del yacimiento hizo posible caracterizar la distribución de todos los componentes químicos. La variabilidad del MgO conllevó a establecer las zonas del Sin MgO, Bajo MgO, Medio MgO y Alto MgO. Además del MgO, se consideraron nocivas para el proceso metalúrgico las zonas de alta alúmina y la sílice libre. Se tomó el contenido de 0.8 % de Ni como ley de corte. Se demostró que los horizontes de Bajo y Medio MgO son los principales portadores de la mineralización niquelífera, por lo que se les denominó envolventes de la mineralización. Se reveló además una envolvente mineral para Alto grado de Ni ≥ 1.2 %.

Las características del yacimiento en términos geológicos, mineralógicos y geoquímicos fueron integradas dentro del primer modelo geológico conceptual, el cual ilustra los típicos rasgos geométricos del depósito y la interrelación entre litología, química y los dos tipos de mineralización niquelífera (concentración residual primaria y enriquecimiento secundario).

ABSTRACT

The San Felipe Plateau represents a thick laterite weathering blanket developed on the obducted peridotites in the Tertiary during a period of relative stability. It presents a wavy morphology, slightly tilted from the south-southeast toward the north-northwest with elevations between 140-190 m above sea level. The structural deformations and the faulting are intense.

The consolidation of the weathering crust profile allowed characterizing a thick saprolite horizon rich in clays (nontronites) of more than 12m, overlaid by an 8m average thick limonite horizon.

The geochemistry study of the deposit made possible to characterize the distribution of all chemical elements. The MgO variability bore to establish the zones of Without (Sin) MgO, Low (Bajo) MgO, Medium (Medio) MgO and High (Alto) MgO. For the metallurgic process were considered noxious, besides MgO, high alumina zones and free silica. It was taken 0.8% as Ni cut off. It was demonstrated that Low and Medium MgO are the main nickeliferous ore bearing horizons, for what they were denominated mineralization envelopes. It was also revealed an envelope for High grade of Ni ≥ 1.2 %.

The deposit characteristics in geological, mineralogical and geochemical terms were integrated inside the first conceptual geological model, which illustrates the typical geometric features of the deposit and the interrelation among lithology, chemistry and the two types of nickeliferous mineralization (primary residual concentration and secondary enrichment).



INTRODUCCION

El objetivo del presente trabajo es determinar las características geólogo-geoquímicas y mineralógicas regionales y locales de la corteza de intemperismo "Meseta de San Felipe". La novedad científica radica en la correlación de las características litológicas y rasgos geólogo-geoquímicos de la Meseta San Felipe con la mineralización de níquel laterítico.

La Meseta de San Felipe se encuentra situada a 30km aproximadamente al noroeste de la ciudad de Camagüey y 70km al suroeste de Nuevitas, con una extensión superficial de 50 km² aproximadamente.

Las lateritas niquelíferas de San Felipe están desarrolladas sobre rocas ultramáficas de la A.O (harzburgitas con un variado grado de serpentinitización). Las Ofiolitas de Camagüey forman parte del cinturón de ofiolitas septentrionales que se extiende por toda la Isla de Cuba y representan un fragmento de litosfera oceánica antigua. Yacen de manera alóctona sobre el margen continental de las Bahamas representado por la Sierra de Cubitas. Las secuencias del arco volcánico cretácico las cubren tectónicamente en su porción meridional. Entre ambas se halla un olistostroma de edad Paleoceno-Eoceno Inferior. Entre las ofiolitas y las calizas del margen continental se encuentran también secuencias olistostrómicas, del Eoceno Superior temprano. Los contactos con el intrusivo ácido y el arco volcánico extinto también son tectónicos. Ver figura 1.

La Meseta San Felipe representa un potente manto de lateritas intemperizadas desarrolladas en el Terciario durante un período de estabilidad relativa. Esta corteza antigua debe haber tenido gran extensión lateral, la cual fue parcialmente erodada en el Terciario tardío y Cuaternario temprano como resultado de levantamientos locales. Parte de la laterita erodada fue redepositada al norte de la Sierra de Cubitas, donde valores anómalos de Ni han sido encontrados en los suelos. La forma actual de San Felipe se desarrolló en la historia reciente de levantamiento y erosión progresiva. Al mismo tiempo está postulado que estos levantamientos progresivos y la consecuente caída del nivel freático ha causado cambios importantes en el perfil laterítico original y en la redistribución de Ni y Co.

La condición media imprescindible para el desarrollo del perfil actual fue la existencia de la A.O. Otros factores favorables fueron la afectación tectónica del material de roca madre por el sobrecorrimiento, la presencia de un clima marcadamente tropical, con altas temperaturas y precipitaciones periódicas y una morfología ondulada, inclinada desde el sur-sudeste hacia el norte-noroeste con elevaciones entre 140-190m sobre el nivel del mar. Las laderas abruptas de la Meseta son el resultado de la erosión, particularmente a lo largo de los bordes más elevados NE y SE. El terreno alrededor es relativamente llano con una elevación media de 100m sobre el nivel de mar.

Las deformaciones estructurales y el fallamiento son intensos. Las estructuras más pronunciadas son las fallas de sobreempuje de tendencia WNW-ESE. Las fallas principales están expresadas en la morfología como depresiones topográficas lineales. La compresión continua dio lugar a diversas fallas de segundo orden y juntas en varias direcciones.

MATERIALES Y METODOS

En la corteza de intemperismo de la Meseta San Felipe se realizaron los trabajos de prospección para níquel por parte de la Asociación Económica Internacional Geominera S.A &



San Felipe Mining Ltd, que consistieron en la perforación de pozos en las redes de 1000x1000m y 500x200m. En los sectores más perspectivas se perforó en las redes de 200x200 m y pasando a exploración 100x100m, llegando a densificaciones experimentales a 50x50m 25x25m y 12.5x12.5m (1ha en cada sector prioritario). Se realizaron 1 700 pozos con un total de 39 000m, lo que generó igual cantidad de muestras, las que fueron analizadas en el laboratorio Elio Trincado de Santiago de Cuba para Ni, Fe, Co, MgO, SiO₂, Al₂O₃ y Cr₂O₃.

Además se realizaron algunos trabajos mineros (5 pozos criollos y un tajo minero) que permitieron realizar investigaciones tecnológicas para la caracterización metalúrgica de las menas tanto de Bajo como de Medio magnesio. Las muestras compósitas fueron corridas en el CIPIMM y en Perth, Australia a escala de planta piloto.

Se hizo la estimación de recursos por el método de polígonos utilizando Microlynx y modelo de bloques con Gencom software.

Los estudios mineralógicos para los diferentes horizontes fueron realizados en el museo de historia natural de Londres y CIPIMM. Se utilizaron técnicas como XRD (difracción de rayos X), SEM (microscopio electrónico de barrido), PSD (position sensitive detector), granulometría, separación magnética, petrografía y composición química de minerales individuales. Para determinar los minerales portadores de la mineralización (Ni y Co) se utilizó el análisis de microsonda.

Toda la información y material primario se introdujo en una Base de Datos montada en Microsoft Access.

El procesamiento de la información permitió la generación de mapas y cortes geológicos, geoquímicos (utilizando Surfer, AutoCad), para la caracterización e interpretación del yacimiento. Se logró la realización del primer modelo geológico de San Felipe.

RESULTADOS

Caracterización geológica del yacimiento.

El análisis de los diferentes elementos que componen el perfil alterado de SF, ha permitido identificar el MgO como el compuesto que controla la mineralización de Ni. De acuerdo con su contenido se han determinado 4 zonas: Sin, Bajo, Medio y Alto, siendo de interés económico las zonas de Bajo y Medio MgO. Ver figura 2. Otros elementos que controlan (en menor grado) la mineralización son la sílice libre, el Fe (zonas de oxidación) y el Al₂O₃ (zonas de posibles diques de gabro), junto con parámetros físicos como son la tectónica y la morfología.

La existencia en su conjunto de los factores antes mencionados condujo a la formación de un corte con las siguientes características:

Sin Magnesio (MgO<2%): Zona caracterizada por la presencia de óxidos e hidróxidos de Fe, óxidos de manganeso, hidróxidos de Al, arcillas y abundantes fragmentos de sílice libre (calcedonia y ópalos de color amarillento y rojo claro, en ocasiones marshalitizados y marshalita).

En general dentro del Sin MgO se observan dos zonas claramente identificables.



- Ogres no texturales con y sin perdigones que constituyen los primeros metros del corte, zona rica en hierro ($\text{Fe} \geq 30\%$ y $\text{SiO}_2 < 40\%$).
- Ogres texturales limoníticos de textura relíctica a bandeada, frecuentemente con sílice dispuesta en vetas y vetillas lenticulares y nódulos de ópalos y calcedonias marshalitizados, oxidados, de colores abigarrados: amarillo claro, rojo oscuro, blanco, gris, negro, zona rica en sílice libre ($\text{SiO}_2 \geq 40\%$ y $\text{Fe} < 30\%$).

De forma muy aislada se presenta la coraza (1m de espesor como promedio), la que se puede encontrar en cualquiera de las dos zonas anteriores. La zona presenta una potencia promedio de 7.0m aproximadamente. Ver tabla I.

Bajo Magnesio ($2\% < \text{MgO} < 8\%$): En esta zona encontramos los ogres texturales nontroníticos y las serpentinitas nontronitizadas, horizontes donde se concentra la mineralización niquelífera. Además podemos observar en mayor o menor grado ogres texturales limoníticos portadores de mineralización.

Esta zona se caracteriza por la presencia de arcillas esmectíticas, plásticas, óxidos e hidróxidos de Fe en menor cuantía, bandas de MnO (asbolana), cloritas, talco, comienzan a aparecer piroxenos bastitizados y presencia de sílice relleno de grietas y vetillas (ópalos de color verdoso algo rojizos en partes oxidados y con dendritas de MnO en ocasiones, calcedonias marshalitizadas y marshalita).

Los materiales de Bajo MgO se distribuyen de forma irregular pero en general son horizontes potentes que alcanzan más de 20m en varios pozos. La potencia de esta zona varía desde 0.0m hasta 29m con un promedio de 9.0m aproximadamente. La mineralización nontronítica aparece primero en vetillas y películas muy finas, constituyendo aproximadamente el 1% de la roca, incrementándose gradualmente hasta alcanzar valores mayores de 20%.

Medio Magnesio ($8 < \text{MgO} < 24$): En esta zona, al igual que en la de Bajo MgO se encuentran básicamente las serpentinitas nontronitizadas, disminuyendo la cantidad de ogres texturales nontroníticos presentes, comienzan a aparecer relictos de serpentinita lixiviada y algunos fragmentos aislados de roca poco intemperizada.

La zona de Medio MgO presenta una tonalidad de verde oscuro, abundantes cristales visibles de bastitas, clorita y talco, escasos de MnO y algunos cristales de cromo espinelas. El material es poco plástico, poco arcilloso, deleznable, contiene abundantes fragmentos de serpentinitas lixiviadas y en ocasiones de roca fresca (causa fundamental del incremento en los contenidos de MgO). La potencia promedio aproximada para esta zona es de 4.0m.

Tabla I. Contenido medio de los elementos químicos y espesor promedio de las zonas según los tipos de MgO.

Tipo MgO	Elementos en %							Espesor (m)
	Ni	Fe	Co	SiO ₂	MgO	Al ₂ O ₃	Cr ₂ O ₃	
Sin	0.40	31.2	0.05	31	0.5	10.7	1.5	6.8
Bajo	1.14	20.6	0.06	49	4.5	4.6	1.0	8.8
Medio	1.24	14.1	0.03	48	15.0	3.3	0.8	4.2



Alto	0.59	9.1	0.02	45	27.4	2.0	0.5	1.6
Basamento	0.28	7.2	0.01	43	32.8	1.4	0.4	

Alto Magnesio (MgO > 24%): Esta zona la componen en lo fundamental rocas peridotíticas (harzburgíticas), muy tectonizadas, con diferentes grados de serpentización, las cuales presentan abundantes grietas y vetillas orientadas en todas direcciones y rellenas fundamentalmente por material silicio de constitución escamosa y color gris verdoso. La potencia promedio de la zona de Alto Magnesio es de 1.6m.

Caracterización mineralógica.

Mineralogía del Basamento:

Peridotita: olivino, enstatita, serpentina, magnetita, cromita

Gabro: piroxeno, plagioclasa

Horizonte saprolítico:

esmedtitas nontroníticas (ricas en Fe) >50%

esmedtitas cloríticas intercalas (ricas en MgO+ Al₂O₃ hasta Fe+SiO₂)

chamosita (clorita rica en MgO)

serpentina (probablemente antigorita)

Horizonte limonítico:

óxidos e hidróxidos amorfos de Fe, magemita, goethita

óxidos e hidróxidos de Mn

sílice libre, cuarzo opalino

Asociaciones minerales de níquel y cobalto:

Los valores más elevados de níquel (mayores de 13% Ni) fueron medidos en minerales de Fe no silicatados y en óxidos e hidróxidos de Mn. Altos valores de Ni y particularmente altos valores de cobalto fueron encontrados en asbolanas.

Los minerales silicatados de las rocas saprolíticas contienen cantidades variables de Ni. Los valores más altos se midieron en las esmedtitas-cloritas (4-9%), esmedtitas-nontronitas (0.4-3%) y serpentina (0.8-2%). El contenido de Ni en la chamosita es pobre (<0.8%).

Caracterización geoquímica.

Zona de Sin Magnesio (MgO < 2 %) Representa aproximadamente el 2 % del material alterado, constituido por el escombro con algunos raros contenidos de Níquel $\geq 0.8\%$ y valores altos en hierro y aluminio. Su límite basal coincide con bastante exactitud con el tope de la zona mineralizada. La distribución areal del Sin MgO es muy irregular, presentándose en bolsones alternantes (forma sinusoidal o abudizada) donde las partes más gruesas están posiblemente relacionadas con zonas de debilidad tectónica lineal. En general podemos afirmar que sigue la forma del relieve con algunas excepciones. Ver figura 3.

Zona de Bajo Magnesio (2% < MgO < 8%) Representa aproximadamente el 65 % del material mineralizado. El límite superior de la zona mineral definida para Ni $\geq 0.8\%$, coincide, en general con el contorno superior de la envolvente definida para el MgO 2% exceptuando pozos débilmente mineralizados en los cuales se extiende por debajo.



Zona de Medio Magnesio ($8 < \text{MgO} < 24$) Representa aproximadamente el 30 % de las menas. La correlación del límite basal de MgO (24 %) con el límite inferior de la envolvente mineral es baja, especialmente en las zonas de pobre mineralización en donde el MgO alcanza mayores profundidades y se relaciona directamente con la profundidad del intemperismo.

En pozos aislados observamos bloques flotantes, a veces de hasta 6m de potencia, de Medio MgO dentro de la envolvente de Bajo MgO, coincidiendo con altos contenidos de Ni (trampas geoquímicas). Estos bloques presentan abundantes fragmentos de serpentinita lixiviada y en ocasiones minerales talcosos.

Algunas veces se observa Bajo MgO por debajo del Medio MgO contactando directamente con la roca fresca del basamento. Esto se debe a un grado mucho más profundo de intemperismo/lixiviación probablemente causado por zonas de debilidad tectónica. Estas son zonas algo oxidadas y generalmente con contenidos de Ni de baja ley. La relación Bajo/Medio MgO es aproximadamente 2.1 / 1.

Zona de Alto Magnesio ($24 \% < \text{MgO} < 30 \%$) Representan aproximadamente el 3 % de la roca alterada. Está normalmente desarrollado hacia la base del perfil en aparentes hundimientos (artesas). Estos bolsones actúan como trampas naturales para acumular el Ni, lixiviado de la parte superior. El contacto con el basamento tiene forma sinusoidal, con bolsones y elevaciones alternantes controlados posiblemente por estructuras.

Zona del Basamento ($\text{MgO} > 30\% \text{ y } \text{Ni} < 0.4\%$) Representada por rocas frescas muy duras y agrietadas (peridotitas), completamente estériles en cuanto a mineralización niquelífera.

Además de la zonación por tipos de MgO caracterizada hasta aquí, otros elementos determinantes fueron los siguientes:

Distribución de zonas de alta alúmina y posibles diques de gabro.

Estas zonas dentro del perfil presentan intervalos que oscilan desde 0.3m hasta 6.0 m aproximadamente. Su extensión lateral hasta el presente no está establecida debido al espaciamiento actual entre pozos de 100m y su disposición casi vertical dentro de la secuencia, sin embargo en los bordes de la Meseta se han observado rocas de composición gabroide aflorando, con dimensiones de 3m hasta 10m de largo.

Estas rocas cuando se presentan frescas son extremadamente duras, de colores grisáceos y textura gabroica. En cuanto a la mineralogía están compuestos básicamente por plagioclasas básicas, piroxenos y en menor cuantía olivino serpentizado.

En la mayoría de los casos estos posibles gabros se encuentran totalmente alterados (talcosos, cerosos al tacto con presencia de caolinita y magnesita), en ocasiones algo oxidados y cuando ocurren dentro de las zonas de Bajo y Medio MgO pueden contener valores de $\text{Ni} \geq 0.8 \%$. Estas zonas presentan por lo general bajos contenidos de $\text{Fe} < 15 \%$, contenidos variables de MgO y altos contenidos de $\text{Al}_2\text{O}_3 > 8 \%$.

Sílice libre.

La sílice libre es la de más errática distribución tanto en profundidad en la vertical, como en la horizontal, aunque existe una tendencia general a la disminución de estos minerales desde la zona Sin MgO hacia la zona de Alto MgO, donde su presencia es mínima.



Haciendo un análisis detallado de la distribución de la sílice libre en el perfil de la corteza de intemperismo, podemos delimitar tres zonas preferenciales:

1. Zona superior (Zona Sin MgO). Sílice libre en los ocre no texturales limoníticos en forma de fragmentos (generalmente redondeados) y bloques de dimensiones muy variables desde 1-2mm hasta varios metros. Esta sílice se encuentra tanto en bloques y fragmentos independientes como asociada a los bloques de canga donde participa en variadas proporciones. Mineralógicamente son fundamentalmente calcedonias marshalitizadas, ópalos y calcedonias de muy diversos colores, generalmente amarillos parduscos y rojizos con dendritas de manganeso en ocasiones. Subordinadamente participa también la marshalita que aparece en bandas como pseudo estratificaciones en los ocre. El promedio de sílice libre para esta zona es de aproximadamente 6% y el de la sílice química de 31%, existiendo una relación inversa.
2. Zona media (Zonas de Bajo y Medio MgO). Sílice libre en las arcillas en forma de fragmentos (generalmente angulosos) de tamaño pequeño (1mm – 8cm con un promedio de 1cm aproximadamente), muy raramente fragmentos que exceden los 10cm de diámetro. Representada esencialmente por marshalita, ópalos y calcedonias marshalitizadas de tonalidades verdosas, en ocasiones amarillentas cuando están oxidadas. El promedio de sílice libre para el Bajo MgO es de 5.5%, para el Medio MgO 2.8% y el de SiO₂ química para toda la zona es de 48%. La relación es armónica.
3. Zona inferior (Zona Alto MgO). Sílice libre en las rocas frescas del basamento. Aquí los contenidos de sílice libre son los más bajos (aproximadamente 1.1%), presentándose como finas vetillas rellenas las grietas prototectónicas de las ultramafitas (boxwork). Son esencialmente ópalos de colores blancuzcos, verdosos, también se observa calcedonia sustituyendo pseudomórficamente los minerales de la serpentina. Estas calcedonias afloran en algunos lugares en la parte más al noroeste de la meseta donde la erosión expone frecuentemente el basamento de la corteza. La relación es al igual que en la zona superior inversamente proporcional, con la diferencia que aquí los valores de sílice química son mayores y la sílice libre disminuye considerablemente.

Se comprobaron algunas regularidades en cuanto a la distribución espacial y cuantificación de la sílice libre, así como su relación con otros elementos químicos:

- ❖ En las zonas donde la corteza de intemperismo es menos profunda (bloques levantados) se acumula muy poca sílice libre y por el contrario las mayores acumulaciones se localizan en los sectores con las mayores potencias de la corteza de intemperismo.
- ❖ Existe la tendencia a una mayor acumulación de sílice libre en las zonas con los contenidos promedios de hierro más bajos.
- ❖ Se determinó que dentro de la envolvente mineral, las muestras que contienen SiO₂ ≥ 70% no presentan mineralización Ni ≥ 0.8%.

El análisis de todas las regularidades observadas permite distinguir en San Felipe dos eventos formadores de sílice secundaria:



1. Sílice libre distribuida preferentemente hacia la periferia de la meseta en forma de fragmentos y bloques de silcreta y silferricreta posiblemente como resultado del drenaje hacia afuera de las aguas subterráneas y alguna relativa concentración ulterior creando una barrera perimetral silíceas.
 2. Sílice libre distribuida hacia las partes centrales de la meseta, posiblemente como resultado de algún tipo de empantanamiento de las aguas subterráneas, y acumulada preferentemente en los horizontes superiores limoníticos de la corteza.
- Subordinadamente participa la sílice libre relacionada con zonas de debilidad tectónica (concentraciones a lo largo de zonas de fallas y grietas).

Zonas de oxidación profunda

El estudio detallado de las secciones y mapas geólogo - geoquímicos permite resumir el comportamiento de estas zonas.

Presentan potencia variable, generalmente entre 1 y 5m dentro del Bajo MgO ($\text{Fe} > 28\%$) y Medio MgO ($\text{Fe} > 19\%$). En las áreas donde se realizó la exploración con redes más cerradas se observan zonas de altos contenidos de Fe que presentan continuidad por la lateral y que manifiestan tendencias con diferentes rumbos. Los intervalos con MgO lixiviado y empobrecimiento de Ni (intraescombro) son poco potentes (1-2m) y no son correlacionables en esa red (100x100m). Se detectaron zonas con altos contenidos de Fe y altos contenidos de Ni para ambas envolventes de $\text{Ni} \geq 0.8\%$ y $\text{Ni} \geq 1.2\%$ como por ejemplo la zona del tajo minero (mini pit).

Las zonas de oxidación aparecen dispersas por toda la meseta. En las áreas SE, E y NE-1 manifiestan una tendencia a desarrollarse hacia lugares de descarga del flujo acuífero que posiblemente están relacionados con las principales estructuras tectónicas.

Mineralización.

Zona de la Envolvente Mineral ($\text{Ni} > 0.8\%$)

Existe buena continuidad de la mineralización, tanto vertical como horizontal, interrumpida en ocasiones por pozos con menos de 0.8% de Ni. La potencia promedio para esta zona es de aproximadamente 11.0m. El contenido medio de Ni es de 1.30%. Ver tabla II. La zona se caracteriza por involucrar no menos de 5% de minerales esmectíticos. Se observaron intercalaciones estériles de menos de 3m de espesor, las que por lo general presentan abundante sílice libre y están muy oxidadas.

En la casi totalidad de los pozos la zona de la envolvente mineral se encuentra por debajo del nivel freático (5-6m como promedio). Predominan para esta zona las arcillas muy rígidas y ligeramente plásticas, las que se separan rápidamente cuando se colocan en agua por 10 minutos, convirtiéndose en bloques más pequeños a la mínima presión con los dedos. La humedad es de 39% aproximadamente y la densidad seca calculada de 1.0 g/cm^3 . La relación B/M dentro de la envolvente $\text{Ni} \geq 0.8\%$ es de 2.3/1 y la relación Escombro/Mena de 0.7/1 aproximadamente.

Se determinó además una zona de alto grado con un contenido de borde de 1.2% de Ni.

Zona de alto grado ($\text{Ni} > 1.2\%$)

Presenta relativamente buena continuidad geológica y de la mineralización tanto vertical como lateral, interrumpida por algunos pozos con menos de 1.2% de Ni. Los valores más elevados de



Ni en esta zona, se concentran hacia el extremo E de la Meseta, así como hacia el borde SE, coincidiendo con buenos espesores de Bajo MgO. El espesor promedio es de 6.0m aproximadamente y el contenido medio de Ni es de 1.57%.

Esta zona se caracteriza por la presencia de abundante nontronita (>20%) y otros minerales portadores de Ni (kerolita, serpofita, etc), localizados en los ocre texturales nontroníticos y las serpentinitas nontronitizadas. Presenta características muy similares a la zona de la envolvente mineral para $\text{Ni} \geq 0.8\%$ en cuanto a las propiedades físico-mecánicas y la hidrogeología. La relación B/M dentro de la envolvente $\text{Ni} \geq 1.2\%$ es aproximadamente de 2.1/1.

Tabla II. Contenido medio de los elementos químicos y espesor promedio del escombros y de las envolventes minerales.

Tipos de MgO	Elementos químicos (%)							Espesor (m)
	Ni	Fe	Co	SiO ₂	MgO	Al ₂ O ₃	Cr ₂ O ₃	
Escombros (Ni < 0.8%)	0.42	30.0	0.04	34	0.8	10.2	1.5	7.1
Envolvente (Ni ≥ 0.8 %)	1.30	19.1	0.05	47	8.1	4.1	1.0	10.9
Envolvente (Ni ≥ 1.2 %)	1.57	18.9	0.06	47	8.4	4.0	1.0	6.1

La elaboración y procesamiento de toda la información permitió realizar una estimación de recursos. Los resultados se muestran en la tabla III.

Tabla III. Estimación de Recursos con diferentes leyes de corte y por categorías. (Nov. 2001).

Categoría de los Recursos	Ley de corte 0.8% Ni				Ley de corte 1.2% Ni			
	Q (Mt)	Ni (%)	Co (%)	MgO (%)	Q (Mt)	Ni (%)	Co (%)	MgO (%)
Indicados	86	1.35	0.05	8.3	49	1.60	0.05	8.6
Inferidos	201	1.27	0.05	8.0	95	1.56	0.06	8.3
Total	287	1.30	0.05	8.1	144	1.57	0.06	8.4
30% Indicados 70% Inferidos					34% Indicados 66% Inferidos			

DISCUSION

Las características del depósito San Felipe, en términos litológicos, mineralógicos, químicos y de elementos controladores del cuerpo mineralizado han sido integradas dentro del primer modelo geológico conceptual. Ver figura 4. Este modelo ilustra los típicos rasgos geométricos del depósito y la interrelación entre litología, química y los dos tipos de mineralización niquelífera (concentración residual primaria y enriquecimiento secundario).

Las variaciones en los contenidos de todos los elementos químicos describen colectivamente la ruptura de la roca madre y la eliminación de los elementos móviles por lixiviación. El elemento clave que es eliminado en solución por las aguas subterráneas ácidas es el magnesio, desde un contenido original de 40% decreciendo hasta menos de 1% en la parte superior del perfil. Al mismo tiempo elementos "estables" como el aluminio, hierro y cromo son enriquecidos residualmente hasta más de 4-5 veces su contenido de fondo en la roca madre. Los contenidos promedios de sílice son bastante constantes a través del perfil. La sílice que es liberada de los



silicatos es precipitada como sílice libre. Solamente hacia la parte superior del perfil (encima del nivel freático) los contenidos de sílice total decrecen, sugiriendo alguna movilidad bajo condiciones ácidas cerca de la superficie. Aquí la sílice es eliminada parcialmente del sistema o reprecipitada lateralmente dando lugar a acumulaciones sustanciales de ópalos encontradas como potentes capas en la depresión central de la Meseta.

Los valores de Ni en las rocas frescas del basamento varían entre 0.2% y 0.4%. Las intrusiones gabroides son esencialmente estériles (< 0.1% Ni), sin embargo, el gabro intemperizado, reconocido dentro del perfil laterítico, frecuentemente muestra valores enriquecidos de Ni pareciendo haber actuado como trampas químicas. Los contenidos industriales de Ni (desde 0.8% hasta más de 3%) están alojados en las saprofitas, donde el Ni está constituido dentro de las arcillas o presente como iones absorbidos. El enriquecimiento en esta zona es el resultado de 2 procesos superpuestos:

1. enriquecimiento residual desde el basamento hasta el tope del horizonte saprolítico por la eliminación del Mg y
2. lixiviación del Ni desde el horizonte limonítico superficial por las aguas ácidas y reprecipitación en las saprofitas debido al efecto neutralizante del magnesio en las aguas subterráneas.

La lixiviación del Ni desde las limonitas está demostrado por su bajo contenido promedio, aproximándose a 0% cerca de la superficie.

El Co muestra un cuadro similar comparado con el Ni. Los valores más elevados son encontrados un poco más arriba en el perfil, en la parte baja de la zona limonítica debido a su menor solubilidad bajo condiciones ácidas.

CONCLUSIONES

- ✓ Los objetivos del presente trabajo fueron cumplidos al determinar las características geólogo-geoquímicas y mineralógicas de la corteza de intemperismo "Meseta de San Felipe".
- ✓ La Asociación Ofiolítica de Camagüey contiene un yacimiento potencialmente significativo, de clase mundial, de níquel en corteza de intemperismo.
- ✓ El yacimiento San Felipe puede ser clasificado como de tipo laterítico, caracterizado por el desarrollo de un potente horizonte saprolítico rico en arcillas de más de 12m, suprayacido por un horizonte limonítico de 7m como promedio de potencia.
- ✓ La mineralización de níquel ($\text{Ni} \geq 0.8\%$) está asociada a una zona de arcillas nontroníticas que puede ser subdividida en 2 tipos de menas: Bajo magnesio (2-8% MgO) y Medio magnesio (8-24%).

RECOMENDACIONES

- ✓ Continuar incrementando el grado de estudio del yacimiento, incluyendo los métodos geofísicos, con el objetivo de esclarecer propiedades tales como el contacto escombro – mineral útil, mineral útil – basamento, consistencia y minabilidad del cuerpo mineral, características hidrogeológicas, geotécnicas y otras que influyen considerablemente, tanto en el proceso de minería como en el proceso tecnológico.

BIBLIOGRAFIA



- Akkerman, J., A. Mostert, A. Chang, 2001. Final Report – Prospecting Sub-phase 01-01-1998 to 30-09-2000. San Felipe Mining Limited: 52p.
- Akkerman, J., C. Rodríguez, C. Rivers, A. Chang, 2002. Reporte Final de la fase de Estudio Conceptual del yacimiento San Felipe. San Felipe Mining Limited: 208p.
- Alliston, R., B. England, P. Shrestha, 1999. Mineralogical Investigation of San Felipe Laterites. Australia: Newcastle Technology Centre: 19p.
- Chang, A., 2001. Reports on Distribution of Elements, geological controls, tectonics and morphology of San Felipe Plateau. San Felipe Mining Limited: 47p.
- Escobar, E., M. Elias, L. Campbell, 1994. Report of WMC Drilling Program and Resource Assessment on the San Felipe Nickel Laterite Deposit. EGMC: 27p.
- Formell, F., R. Cobas, 1999. Informe geológico final de Prospección del yacimiento de lateritas níquelíferas Meseta San Felipe (1ra y 2da Campañas de perforación). San Felipe Mining Limited: 29p.
- Platt, J., 1998. Review of San Felipe mining Ltd. Final report – orientation-drilling programme first phase. San Felipe Mining Limited: 17p.
- Zimmermann, A., 1983. Lateritas ferroníquelíferas de la altiplanicie San Felipe. EGMC: 56p.

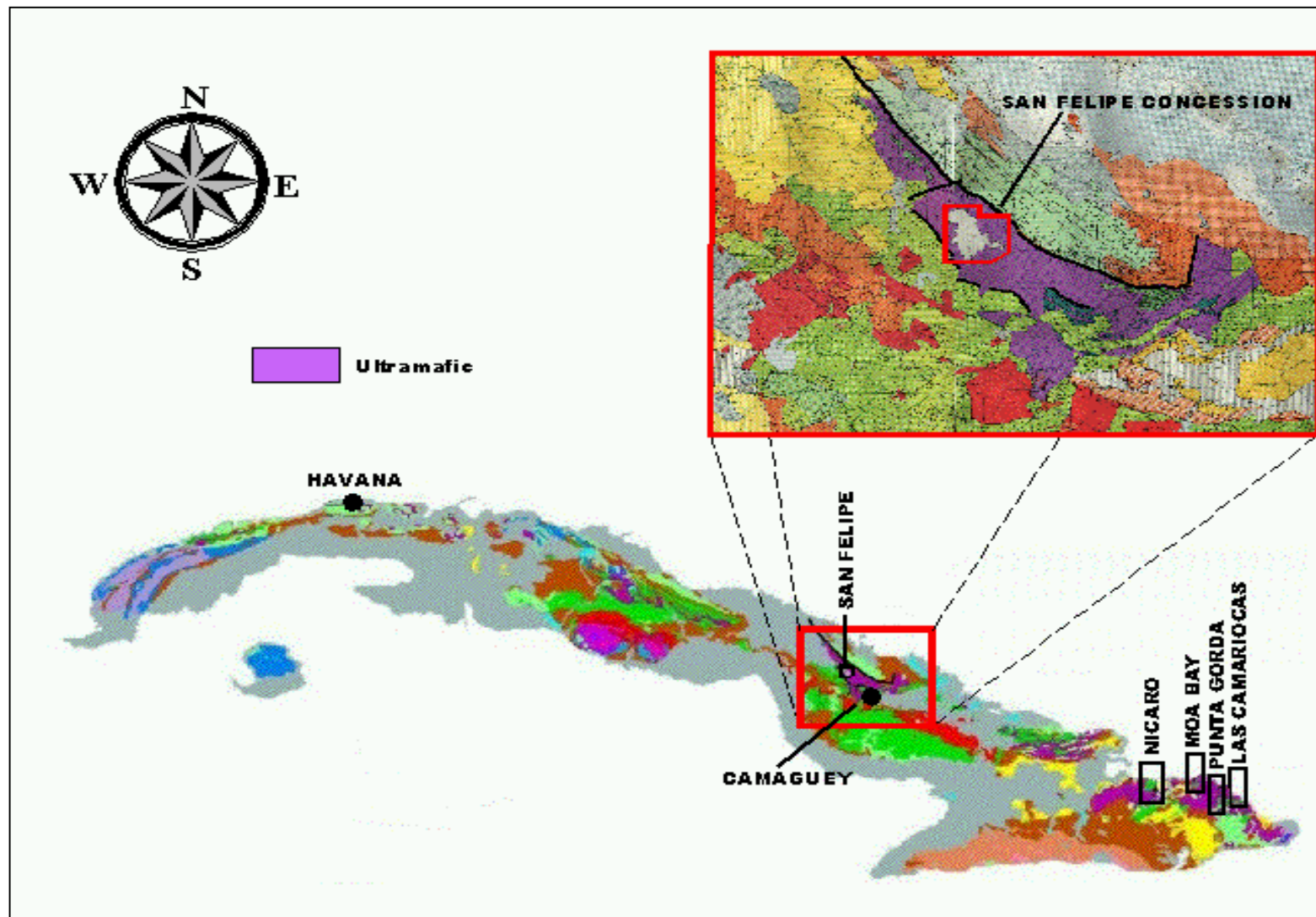


Figura1. Mapa geológico regional.

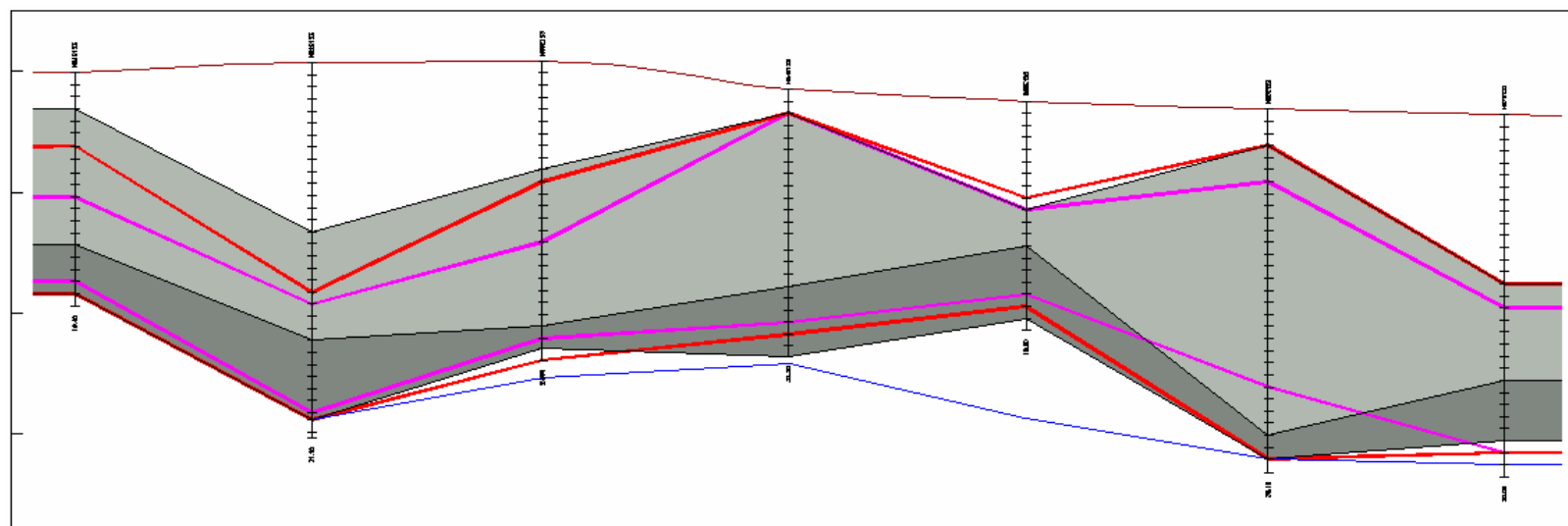


Prof. Prom	Tipos de Mgo	Perfil Geológico			Hori zonte	Minerales Principales	Propiedades Físicas	Minerales Secundarios
			Gráfico	Descriptivo				
0m	Sin MgO 0.0 – 1.99%	E S C O M B R O	<div>= // = \\ = // = * * * V V</div>	Suelo Ocres no texturales con perdigones y bloques de coraza. Ocres no texturales sin perdigones	L I M O N I T A S	> Goethita > Hematita Oxidos de Mn Arcillas ricas en Al.	Rocas ocrosas friables de color amarillo, marrón, rojo oscuro. En los primeros metros con perdigones y bloques de coraza.	Vetillas y nódulos de SiO2 que rellenan grietas.
7m								
8m		Z. T.	<div>V</div>	Ocres texturales limoníticos.	S A P R O L I T A S	>> Limonita. << Nontronita. >>Óxidos de Mn.	Rocas de color amarillo, rojo oscuro, negro, arcillosas, muy plásticas con relíctos de la textura original.	Bandas y manchas de Mn. Vetillas de opalo y calcedonia Marshalita
17m	Bajo MgO 2.0 – 7.99%	Z O N A	<div>V Nt V Nt V Nt Nt</div>	Ocres texturales nontroníticos.		<div>Aumen tan con la profun didad.</div> < Nontronita. <Talco. <Cloritas. <Micas. >>Óxidos de Mn.	Rocas color marron –verdoso, friables, blandas, untuosas al tacto, cerosas, arcillosas con relictos de la textura original. Cerca del límite inferior aparecen fragmentos de serpentina nontronítica.	Vetillas de opalo y calcedonia.
21m	Medio MgO 8.0 – 23.99%	M I N E R A L	<div>Sp Nt Sp Nt SpNt Splx / Splx</div>	Ocres texturales nontroníticos y serpentinitas nontronitizadas.		>> Nontronita. > Clorita. > Talco. > Micas.	Rocas de color verde, amarillo-verdoso, friables con relíctos de la textura original. Fragmentos de serpentina lixiviada que se incrementan con la profundidad.	Vetillas de opalo y calcedonia. Mmarshalita.
23m	Alto MgO 24.0 – 29.99%	Z. T.	<div>Splx Sp.Lix Splx Splx</div>	Serpentinitas lixiviadas.		Serpentina Nontroniti zada. Bastitas.	<div>Aumen tan con la profun didad.</div> Más abajo las rocas son friables, ligeras en bloques agrietados de color gris verdoso claro con tonos amarillos, con relíctos de textura y estructura originales. Cerca del limite inferior aparecen fragmentos de serpentinita.	Vetillas de opalo y calcedonia. Inclusiones de Magnesita.



	Basamento >30.0%	B A S E	Sp Sp Sp	Sp Sp Sp	Ultramafitas Serpentinizadas.	R o c a M a d r e	Olivino Serpentinizado. Piroxenos bastitizados. Plagioclasa alterada.	Serpentinas desintegradas de color gris oscuro y verde oscuro, masivas en bloques, muy agrietadas,. Grietas rellenas por serpentina.	Vetillas de opalo y calcedonia. Inclusiones de magnesita.
--	---------------------	------------------	----------------	----------------	----------------------------------	---	---	--	--

Figura 2. Perfil Geológico generalizado para la Corteza de Intemperismo de San Felipe.



Leyenda

ENVOLVENTES MINERALES

- Ni > 0.8%
- Ni > 1.2%

TIPOS DE MgO

- Relieve
- Sin MgO < 2.00%
- Bajo MgO 2.00 %– 7.99%
- Medio MgO 8.00% – 23.99%
- Alto MgO 24.00% – 29.99%
- Basamento MgO > 30.00 %

Figura 3. Corte geológico con pozos espaciados a 100m de distancia (Area E, perfil E123).

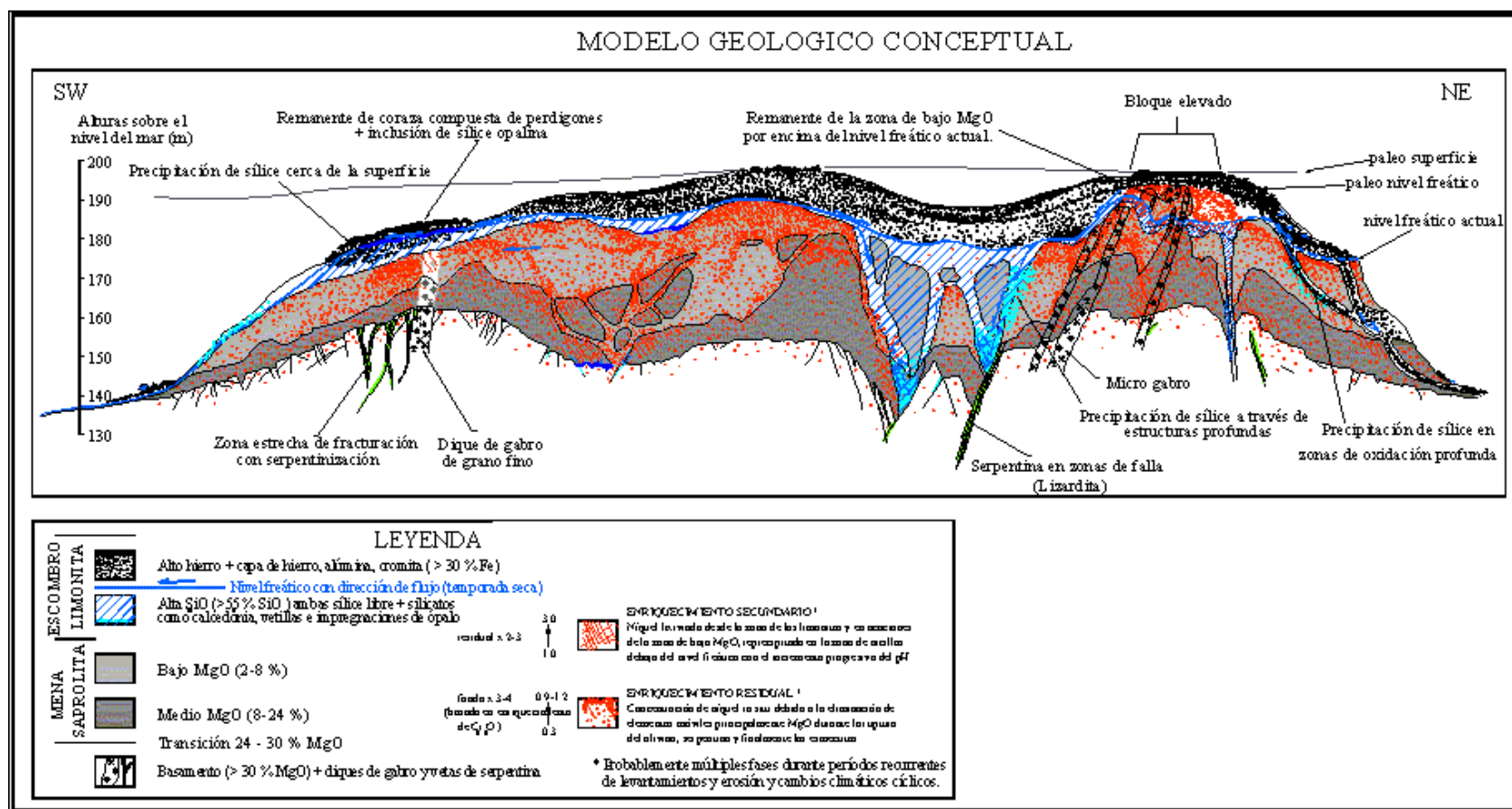


Figura 4. Modelo geológico conceptual del yacimiento de lateritas niquelíferas San Felipe.



CARACTERIZACIÓN MINERALÓGICA Y GEOQUÍMICA DE LAS FASES MINERALES DE Mn PORTADORAS DE Co EN PERFILES LATERÍTICOS DEL YACIMIENTO PUNTA GORDA.

Dr. Arturo Rojas Purón.¹, Dr. Gerardo Orozco Melgar ¹, Dr. Ortelio Vera Sardinas¹, Dr. Nicolás Muñoz Gómez.¹, Ing. Arturo Arderí.²

¹ ISMM Facultad de Geología y Minería. Las Coloradas C.P. 83 329.

Departamento de Geología del ISMM. E mail: artrojaspuron@ismm.edu.cu

² Empresa Ernesto Guevara, Moa, Holguín. Departamento de Geología.

RESUMEN

En las cortezas de intemperismo ferroniquelíferas del yacimiento Punta Gorda, de la región de Moa, Cuba, se caracterizó mineralógicamente perfiles lateríticos en los sectores enriquecidos en Mn y Co, empleando diferentes técnicas instrumentales. Las determinaciones mineralógicas fueron hechas según Microscopía Óptica Elemental y Difracción de Rayos – X. Los análisis químicos fueron realizados a muestras totales y fracciones de muestras según Fluorescencia de Rayos – X y Espectroscopia de Absorción Atómica. Los análisis granulométrico empleando la tamización por vía húmeda, se pudo definir que 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. Los óxidos de Fe: goethita y hematita, además de las espinelas cromíferas están presentes en esta fracción. Resultó novedoso la determinación de las fases de Mn: litioforita presente en las fracciones enriquecidas de Mn y Co, como una de las fases portadoras de Co principales, 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 reafirma 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 avanzado de intemperismo.

ABSTRACT

In the weathering ferruginous crust from Punta Gorda, in Moa, Cuba, was characterized mineralogical lateritic profiles in the sectors enriched in Mn and Co, using different technical instrumental. The mineralogical determinations were made according to Elementary Optic Microscopy and Diffraction of X – Rays. The chemical analyses were carried out to total samples and fractions of samples according to Fluorescence of X – Rays and Spectroscopy of Atomic Absorption. The granulometric analysis was used being able to define that the manganese and the cobalt spread to concentrate on the granulometric fraction a (- 0,83 + 0,074 mm) of the material laterítico, where it is significant the presence of the mineral phases of Mn. The oxides of Fe: goethite and hematite, besides the Cr - spinel are present in this fraction. It was novel the determination of the phases of Mn: present lithiophorite in the enriched fractions of Mn and Co, like one of the phases Co bearing, although it is to define the primary source for this metal in these cuban deposits. The paragénesis of the gibbsite was evidenced with the oxides of Fe, mainly goethite and maghemite, what reaffirms the necessity of the entrance of Al the one in the oxides of Fe so that they can capture Ni and Co among other metals in this advanced weathering.



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 (Iturralde-Vinent, 1996; Proenza y otros, 1998), al que se le calcula una extensión de 170 Km, con un ancho de 10 a 12 Km. Entre los principales depósitos lateríticos de níquel se encuentra el yacimiento Punta Gorda, que cubre un área de aproximadamente 6,5 km², actualmente en explotación por el estado cubano empleando proceso de lixiviación carbonato amoniacal, conocido como proceso CARON (Caron, 1950), obteniéndose como producto final óxido de níquel, además y según una línea complementaria sulfuros de Co y Ni.

Actualmente para los metales de interés metalúrgico, el Ni y Co, han existido determinados trabajos mineralógicos y geoquímicos (Oliveira S.M.B, 1990) 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 Purón, 1994; Da Silva y otros, 1995; Beukes y otros, 2000, De Carvalho y otros, 2002). 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.

El presente trabajo se propone como objetivo caracterizar mineralógicamente las fases minerales de óxidos de Mn en los perfiles lateríticos cubanos, tomando como caso de estudio el yacimiento Punta Gorda, en Moa.

MATERIALES Y MÉTODOS

Materiales

En la presente investigación se emplearon muestras de dos perfiles lateríticos P1 y P2 del yacimiento Punta Gorda, representativas de los principales horizontes que componen la corteza de intemperismo del yacimiento según:

- Concreciones ferruginosas (escombro).
- Ogres (laterita niquelífera, LB).
- Serpentinatas alteradas (serpentinata niquelífera).
- Serpentinatas duras.

Métodos de investigación



Entre los principales métodos de investigación utilizados tenemos:

1. Separación granulométrica por tamización por vía húmeda, cuyos resultados se exponen en tabla 1.
2. Análisis químicos empleando 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, ver tabla 2.
3. Microscopía óptica ordinaria, empleando un microscopio binocular, tipo TECHNIVAL.
4. Difracción de Rayos – X, según método policristalino, utilizando un difractómetro alemán del tipo HZG – 4 con radiación de $\text{CoK}\alpha$, régimen de procesamiento de 30 Kv, 20 mA, 2θ : 5 a 80° y generador de voltaje TUR M-62; para el registro y tratamiento de los datos roentgenométricos se emplearon los softwares ANALIZE y AUTOQUAN, de la SEIFERT X - Ray Technology (Versión 2.26), de procedencia alemana.

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

Composición granulométrica

La granulometría de los materiales lateríticos provenientes de las cortezas de intemperismo de la región de Moa, tabla I, se caracterizan por ser predominantemente de grano fino ($- 0.045 \text{ mm}$), tanto en el horizonte 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 Fg4 ($- 0.417 + 0.074 \text{ mm}$) constituye la segunda fracción de importancia en estos horizontes lateríticos.

Tabla I. Composición granulométrica de la corteza de intemperismo del yacimiento Moa (según Rojas Purón, 1994).

Horizontes	Clases granulométricas					
	Fg1	Fg2	Fg3	Fg4	Fg5	Fg6
C	13.6	14.6	5.21	14.59	3.55	48.89
OS	4.73	6.05	10.99	16.74	6.23	55.26
OM	2.39	3.10	8.67	21.48	9.09	55.29
OI	2.30	4.85	7.59	26.15	29.70	29.41
SB	28.99	9.56	3.88	18.07	11.31	28.19

Horizontes del perfil laterítico:

C: concreciones ferruginosas. OS: ocre superior. OM: ocre medio.
OI: ocre inferior. SA: serpentinita alterada. S: serpentinita fresca.

Clases granulométricas:

Fg1 : ($+ 1.6 \text{ mm}$) Fg 3 : ($-0.83 + 0.417 \text{ mm}$) Fg 5 : ($-0.074 + 0.045 \text{ mm}$)
Fg2 : ($-1.6 + 0.83 \text{ mm}$) Fg 4 : ($- 0.417 + 0.074 \text{ mm}$) Fg 6 : ($- 0.045 \text{ mm}$)

En el material serpentinitico alterado las fracciones predominantes son la mayor de



1.0 mm, que alcanza casi el 30 % en peso de la muestra, y la fracción más fina, granos menor de 0.045 mm, que también representa, aproximadamente, un tercio del peso de la muestra, tabla I. La fracción medianamente gruesa Fg4 (0.417 + 0.074 mm), constituye una tercera fracción en importancia en este material silicatado magnesial alterado.

Resulta interesante, que la fracción granulométrica medianamente gruesa Fg4, constituye una fracción importante, tanto en el material laterítico como en el serpentinitico, sobre todo en el primero, y que según resultados de Rojas Purón, 2001, en esta clase granulométrica tienden a concentrarse el Mn y Co en los ocre niquelíferos de estos perfiles lateríticos.

Composición química

La composición química por horizontes para cada uno de los perfiles en estudio, P1 y P2, tablas II y III, evidencian materiales lateríticos esencialmente ferrosos con contenidos significativos de aluminio, siendo muy notable los elevados contenidos de Mn y Co, sobre todo en el perfil P1, donde llega alcanzar hasta un 14 % en la zona de ocre medio.

Tabla II. Composición química de las lateritas del perfil P1, yacimiento Punta Gorda.

Componente	C	OS	OM	OI	SA	S
MgO	0.13	0	0	0	35.4	37.6
Al ₂ O ₃	13.1	19.4	7.1	6.4	1.43	0.44
SiO ₂	1.18	1.41	1.49	2.19	40.6	46.2
TiO ₂	0.42	0.64	0.078	0.046	0	0
V ₂ O ₅	0.095	0.128	0.109	0.096	0	0
Cr ₂ O ₃	4.7	3.85	2.19	3.26	0.82	0.5
MnO	0.18	0.49	14	1	0.2	0.19
Fe ₂ O ₃	78.2	72.7	69.4	83.6	18.2	11.9
Co ₃ O ₄	0.064	0.067	1.63	0.122	0.05	0.036
NiO	0.99	0.58	2.5	1.7	3.09	2.62
ZnO	0.034	0.025	0.052	0.055	0	0
BaO	0.02	0.022	0.49	0.03	0	0.023
Total	99.113	99.312	99.039	98.499	99.79	99.509

Horizontes del perfil laterítico:

C: concreciones ferruginosas. OS: ocre superior. OM: ocre medio.

OI: ocre inferior.

SA: serpentinita alterada.

S: serpentinita fresca.

Para este perfil P1 los contenidos de Co tienden a concentrarse en los horizontes de ocre medio y ocre inferior, donde el horizonte de serpentinita alterada alcanza valores de 0.05 de Co₃O₄, resultando muy significativo para estos depósitos tales contenidos de estos microelementos. En este perfil son elevados los contenidos de Ni hacia la parte inferior del perfil, donde incluso para el horizonte de serpentinita fresca, tal vez se encuentra parcialmente alterada posee un NiO de 2.62 %.

Es notable dado su contenido de Co y Mn el horizonte de ocre medio, resultando conveniente valorar su composición química.



Este ocre medio es un material ferroso, con un contenido de Al_2O_3 relativamente alto, aunque los mayores valores de este metal, en este perfil lo alcanza en los horizontes superiores, en el ocre superior llega ser de hasta un 19 %. Algunos investigadores ya han reportados la presencia de Al en muestras de Mn y Co en material lateríticos de suelos o cortezas (Manceau y otros, 2002).

El perfil P2, con menos desarrollo de los horizontes de ocres, o tal vez, la toma de muestras haya sido más bien en horizontes que no alcanzaron la capa de concreciones ferruginosa propiamente dicha, pues el contenido de NiO de 1.52 %, no se corresponde para este horizonte, sin embargo se observa un elevado contenido de MnO en todos los ocres desde el superior que es el de mayor contenido hasta el inferior. El Co se eleva en los ocres superior.

Tabla III. Composición química de las lateritas del perfil P2, yacimiento Punta Gorda.

Componente	C	OS	OM	OI	SA	S
MgO	0.21	0	0.23	0.1	37.4	26.1
Al_2O_3	6.5	7.7	7.7	6.5	1.95	11.7
SiO_2	1.56	2.19	1.91	2.06	45.9	44.1
TiO_2	0.07	0.035	0.042	0.039	0	0.109
V_2O_5	0.066	0.088	0.072	0.082	0	0
Cr_2O_3	4.17	2.99	3.47	3.1	0.43	0.27
MnO	0.47	2.04	1.1	1.31	0.15	0.19
Fe_2O_3	84.4	82	82.7	84.3	11.9	12.3
Co_3O_4	0.066	0.51	0.17	0.22	0.03	0.028
NiO	1.52	1.32	1.49	1.39	2.06	0.19
ZnO	0.043	0.081	0.068	0.063	0	0
BaO	0	0.023	0.022	0.024	0.021	0.022
Total	99.075	98.977	98.974	99.188	99.841	95.009

Horizontes del perfil laterítico:

C: concreciones ferruginosas. OS: ocre superior. OM: ocre medio.

OI: ocre inferior.

SA: serpentinita alterada.

S: serpentinita fresca.

El ocre superior de este perfil es rico en Mn, Co y Ni, aunque aquí el Al no se encuentra en cantidades tan significativas como en el perfil P1.

Para este perfil si se observa un ligero incremento de SiO_2 con relación al perfil P1, tal vez compensando el menor contenido de Al.

Se sigue observando para el horizonte enriquecido en Mn y Co un buen contenido de Ni, lo que evidencia que la forma de migración de estos metales en el ambiente hipergénico es parecida.



Composición mineralógica de los perfiles lateríticos

Al valorar la composición mineralógica de los perfiles lateríticos P1 y P2, figura 1, 2, 3 y 4, se observa que los mismos presentan una composición poco variable entre sí, las fases principales lo constituyen los óxidos de Fe: goethita, hematita y maghemita, llega a ser significativo la presencia del oxihidróxido de Al: gibbsita, sobre todo en el perfil P1 hacia la parte de ocre medio, donde los contenidos de Mn son elevados en este perfil. Es notorio la asociación de las fases de aluminio con las de Mn, litioforita, figura 5, portador de Co entre otros metales. Para el perfil P2, esta fase de manganeso se detecta en el horizonte de ocre superior.

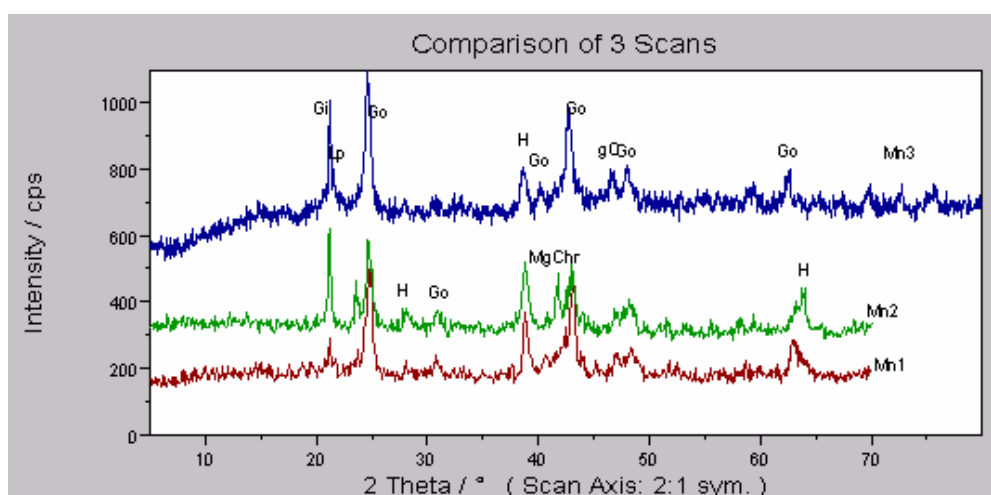


Figura1. Difractogramas de muestras de los horizontes Superiores: Concreciones (Mn1), Ocre Superior (Mn2) y Ocre M Medio (Mn3). Go: goethita; Gi: gibbsita; H: hematita; MgChr: magnesiocromita; Lp: litioforita.

Los horizontes superiores del perfil P1 están compuestos mineralógicamente por óxidos de Fe, donde la goethite, como lo muestra la figura 1, es la fase mineral principal, resulta significativo la presencia de la gibbsita en los ocre superior (Mn2) y ocre medio (Mn3), lo cual puede estar asociado también a las fases de Mn. Además se detecta cromoespinelas, como la Mg cromita, cierta cantidad de hematita.

Lo más sobresaliente en el material laterítico de este perfil es la presencia en el material ocreoso en la parte más bien intermedia, del un alto contenido de Mn, en la cual se detecta la fase Litioforita, portadora de Co, un mineral que debemos estudiar con mayor detalles en investigaciones futuras.

En la parte baja del perfil P1, figura2, se detecta las fases de silicatos de Fe y Mg, del grupo de la serpentina: antigorita – lizardita, portadoras de Ni, es de destacar que el material laterítico del ocre inferior al parecer ha sufrido una intensa meteorización, pues es alto el contenido de goethita en este horizonte.

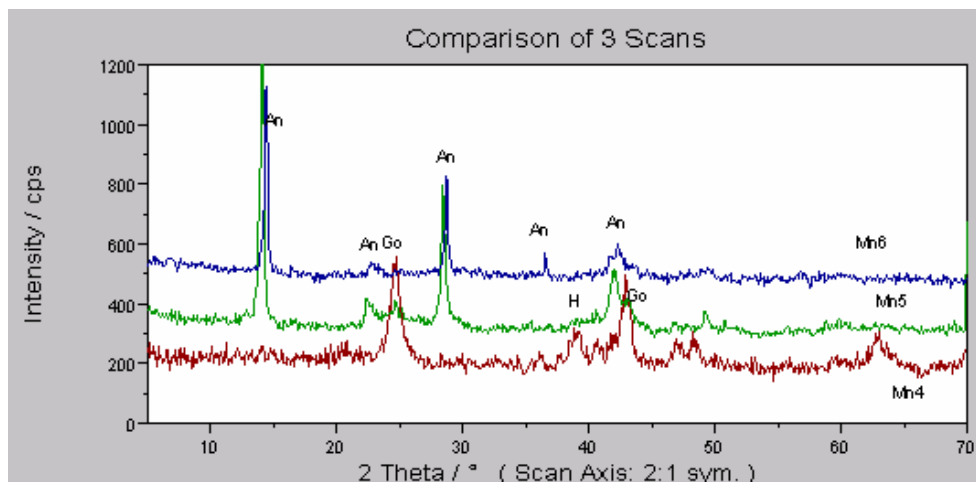


Figura 2. Difractogramas de muestras de los horizontes Inferiores: Ocre Inferior (Mn4), Serpentinita Alterada (Mn5) y Serpentinita Inalterada (Mn6). Go: goethita; H: hematita; An: antigorita.

En el perfil P2, figura3, la composición mineralógica, en rasgos generales es parecida a P1.

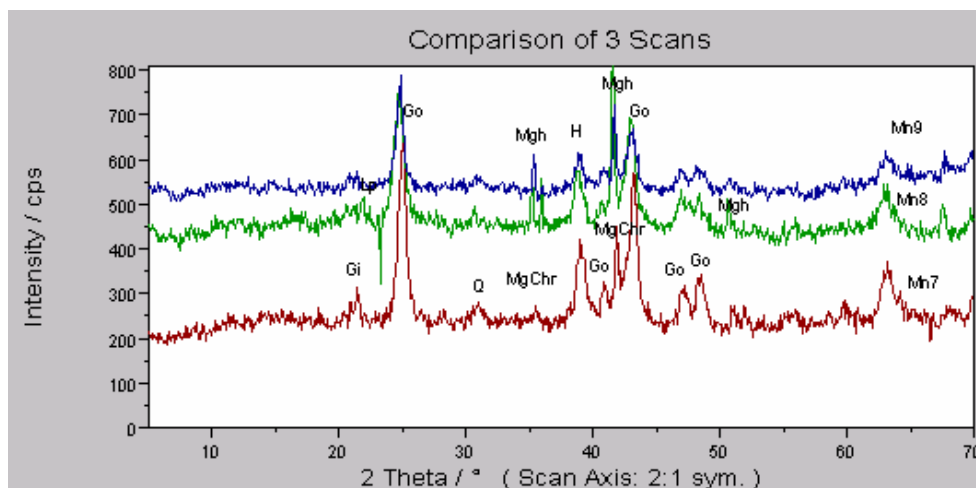


Figura 3. Difractogramas de muestras de los horizontes superiores: Concreciones (Mn7), Ocre Superior (Mn8) y Ocre M Medio (Mn9). Go: goethita; Gi: gibbsite; H: hematita; Mgh: maghemita; Lp: litioforita; Q: cuarzo.

Aquí abundan, como era de esperar los óxidos de Fe, principalmente goethita, con maghemita, hematita y cierto contenido de Mg cromita. El horizonte de ocre superior, es que posee los contenidos de Mn superiores y donde se reporta la fase litioforita, ya



encontrada en el primer perfil. Los principales reflejos para esta fase son: 0, 472 nanómetros (nm), además de 0, 9 42 nm y 0, 237 nm, 0,188 nm.

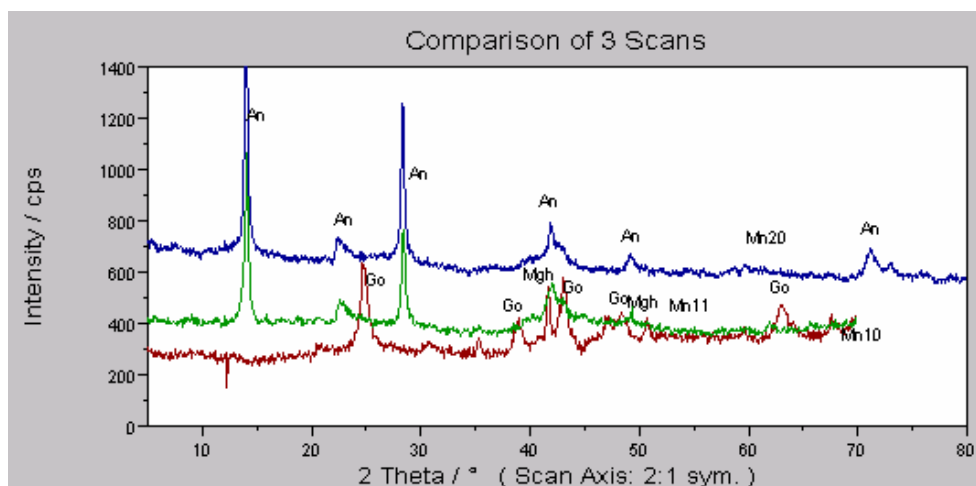


Figura 4. Difractogramas de muestras de los horizontes Inferiores: Ocre Inferior (Mn10), Serpentinita Alterada (Mn11) y Serpentinita Inalterada (Mn20). Go: goethita; Mgh: mahemita; An: antigorita

Ya para la parte inferior del perfil P2, la mineralogía de estos materiales serpentiniticos, representados por las muestras Mn 11 y Mn20, es de las fases del grupo de la serpentina, antigorita fundamentalmente, con sus picos difractométricos: 0,730 nm; 0,366 nm, 0,250 nm. El horizonte de ocre inferior (MN 10) es esencialmente goethítico, con otros óxidos de Fe y espinelas.

Dado el interés que reviste las fases de manganeso, en estos perfiles lateríticos, se concentró, mediante separación granulométrica, detectándose que en la fracción Fg 4 : (- 0.417 + 0.074 mm), es donde tiende a concentrarse el principal mineral de Mn: la litioforita (Al, Li) (Mn, Co) O₂ (OH)₂, la cual en este caso es de poco contenido de Li, el cual puede estar sustituido por iones H⁺ y la entrada del Co estabiliza al mineral en este ambiente hipergénico.

Nótese que existe la paragénesis mineral, figura 5, ya estudiada por Manceau y otros, 2002; Manceau y otros, 1992; y en la cual Tokashiki y otros, 2003, caracterizaron mediante técnicas de disolución selectiva y difracción de rayos – x, pudiendo detectar con más claridad este óxido de Mn en suelos y cortezas lateríticas.

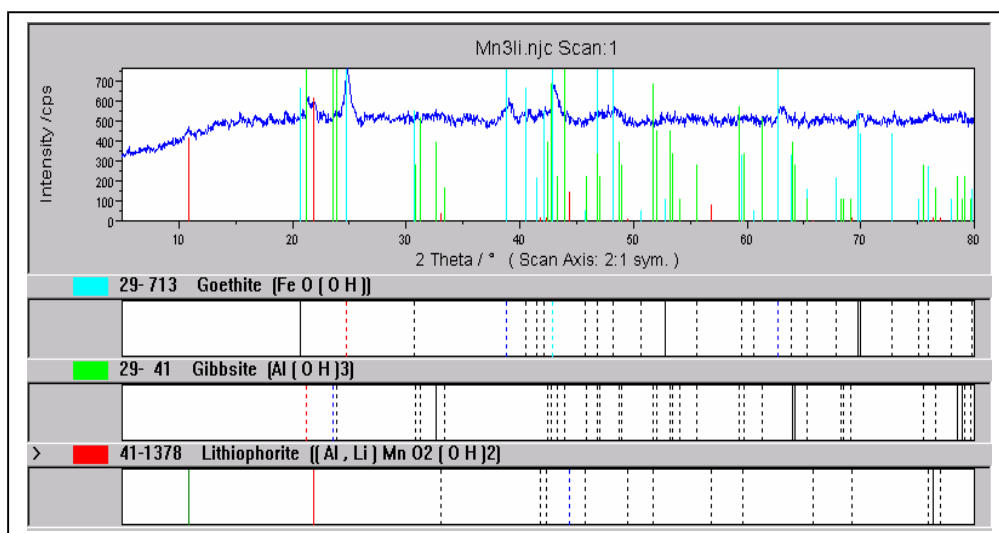


Figura 5. Difractograma de fracción enriquecida en mineral de Mn, en ocre medio (Mn3Li).

En un futuro se necesita un estudio más detallado de estas fracciones enriquecidas en Mn y Co presentes en estos perfiles lateríticos de níquel.

CONCLUSIONES

De acuerdo a los resultados obtenidos se pueden establecer los siguientes aspectos conclusivos:

- Las características granulométricas de las lateritas de los perfiles estudiados son de grano fino, siendo significativa la fracción granulométrica más finas (menor de 325 mesh) que alcanza alrededor del 55 % en peso de la muestra.
- Químicamente el material laterítico es esencialmente ferrosos con contenidos significativos de aluminio, siendo muy notable los elevados contenidos de Mn y Co, sobre todo en el perfil P1, donde llega alcanzar hasta un 14 % en la zona de ocre medio.
- Se detectó la íntima asociación del Mn con el Co en los horizontes lateríticos de estos perfiles del yacimiento Punta Gorda, así como la presencia de contenidos de aluminio elevados en las muestras enriquecidas en fases de Mn, pudiendo se índice de una interesante paragénesis geoquímica a estudiar en el futuro.



- Se estableció como fases independiente y con un cuadro difractométrico completo la fases de Mn litioforita (en inglés lithiophorite), declarada por otros autores como portadora de Co.

BIBLIOGRAFÍA

- Beukes, J. P., Giesekke, E. W., Elliot, W. 2000: Nickel retention by goethite and hematite. *Minerals Engineering*. Vol. 13. No. 14-15. pp: 1573-1579.
- 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..
- 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 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: pp: 1-18.
- Golightly, J.P. 1981. Nickeliferous laterite deposits. *Econ. Geol.* 75th An. Vol, pp: 710-735.
- Iturralde-Vinent, M. A. 1996.: Ofiolitas y arcos volcánicos de Cuba. IGCP Project 364 Special Contribution No 1.
- 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, 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.
- 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. pp: 1173-1144.
- 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). Pp: 105-113.
- Oliveira S.M. Barros, de Moya Partiti C. S., Enzweiler J. 2001. Ochreous laterite: a nickel ore from Punta Gorda, Cuba, by Oliveira et. al. *Journal of South American Earth Science*. 14. Pp: 307-317.
- Oliveira S.M.B. : 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. 1990.
- Proenza, J; Melgarejo, J. C.; Gervilla, F; Lavaut, W; Rodríguez, G. 1998. Cromititas podiformes en la faja ofiolítica Mayarí-Baracoa (Cuba). *Acta Geológica Hispánica*, V 33.
- Proenza, J; 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 Science*. Pp1-4. 2002.
- Rojas Puron, A.L.; Orozco Melgar, G.: Iniciación al estudio de las fases minerales portadoras de níquel en el horizonte limonítico del yacimiento Moa. revista *Minería y Geología*. Vol. 11. No. 2. pp 11-15.
- Rojas Puron, A.L. 1994. Evidencia de que la goethita es la principal portadora de Ni en los horizontes lateríticos de las cortezas ferroniquelíferas. revista *Minería y Geología*. Vol. 18. No. 3-4. pp: 21-31. 2001.
- Schellmann W. 1978. Behaviour of Nickel, Cobalt and Chromium in ferruginous lateritic Nickel Ores. *Bulletin du B.R.G.M. section 2*, No.3.



- Sobol S.I. 1968. Composición de la lateritas de Moa y su influencia sobre los procesos de lixiviación de minerales por ácidos sulfúrico en autoclaves. rev. tecnológica No. 5 y 6.
- Trescases J.J. 1986. Nickeliferous laterites: a review on the contribution of the last ten years. Geol. Surv. India Mem., 120. Pp: 51-62.
- Tokashiki, Y., Hentona, T., Shimo, M., Arachchi, L. P. Vidhana. 2003. Improvement of the Successive Selective Dissolution Procedure for the Separation of Birnessite, Lithiophorite, and Goethite in Soil Manganese Nodules Soil Sci Soc Am 67. Pp: 837-843.
- 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.



MINERALOGIA DE LAS MENAS LATERITICAS DEL YACIMIENTO PUNTA GORDA: IMPLICACIONES TÉCNICA – OPERATIVAS DURANTE LA EXPLOTACIÓN

José Nicolás Muñoz Gómez¹, Gerardo Orozco Melgar¹, Arturo Rojas Purón¹, Israel Cruz Orosa¹

(1)Departamento de Geología – ISMMM

RESUMEN

Unos de los temas mas escabrosos de la geología de los yacimientos residuales de menas lateríticas de níquel y cobalto, es lo referido a la composición química y mineralógica de los minerales que integran las menas.

El objetivo del presente trabajo es contribuir al conocimiento de la mineralogía de las menas lateríticas del yacimiento Punta Gorda, en función de nuevos resultados analíticos, lo que ha permitido establecer la composición mineralógica de los horizontes limonita de balance (LB) y serpentina de balance (SB) y el establecimiento de medidas técnicas para incrementar el control de explotación de las menas en los frentes de explotación.

Partiendo de los resultados analíticos de alta precisión a través de microscopía electrónica de barrido (SEM), se ha podido establecer la composición mineralógica básica para cada horizonte del perfil laterítico del yacimiento Punta Gorda., identificándose: goethita hematita, gibbsita, chromita. El níquel se asocia principalmente a la goethita y el cobalto a los minerales de manganeso.

Derivado de la complejidad mineralógica de las menas de los horizontes productivos del yacimiento Punta Gorda, se recomiendan medidas técnicas – organizativas durante los trabajos de explotación, entre ellas, incrementar el control geológico de la explotación por frente de extracción y cesar la explotación nocturna del yacimiento.

ABSTRACT

The most important aspect of laterite ore deposits is the chemical and mineral composition, there are vary papers referred of this question. The target of present paper is the contribution to the mineralogy 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 (SEM), allows identification phases of minerals present in the profile as: goethita, 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

Los yacimientos minerales de menas residuales de níquel desarrollados sobre litologías ultramáficas y máficas del complejo ofiolítico, constituyen las principales reservas de menas de hierro, níquel y cobalto, tal es el caso de Cuba. Las menas de níquel cubanas se conocen prácticamente desde el mismo tiempo del descubrimiento de la isla en 1492. Las menas lateríticas residuales se formaron durante el proceso de lateritización de las ultramafitas serpentinizadas, como consecuencia de la combinación de factores climáticos, litológicos, estructurales, geomorfológicos; los que originaron potentes cortezas de intemperismo, de perfil laterítico, en las que se pueden establecer cuatro horizontes o capas, las que difieren entre sí desde el punto de vista químico, mineralógico, entre otros parámetros.



Los cambios entre horizontes se establecen por la composición química de los metales principales (Fe, Ni, Co, Al, Si, Mg), y responden a la composición compleja de la mineralogía de las menas lateríticas; los contactos entre los diferentes horizontes no son fijos, es decir, no están separados mediante un contacto *sensu strictu* sino, más bien, constituyen una zona de transición entre los horizontes o capas, generalmente se trata de contactos sinuosos entre los horizontes.

Es frecuente que existan xenolitos o bloques de las rocas primarias sin transformar, las que se encuentren en una fase intermedia de transformación y que no se corresponde, desde el punto de vista mineralógico y químico, con el horizonte donde se localizan espacialmente, tal es el caso de bloques de ultramafitas serpentinizadas en la zona del escombro o en los horizontes meníferos (LB + SB).

Los contenidos de los principales metales en las menas, (Ni: 1-2%; Fe: 20-45%; Co: 0.1) demuestran la intensidad de los procesos de concentración de los elementos químicos, a través del proceso de *lateritización* de las ultramafitas serpentinizadas. En el yacimiento de menas lateríticas de Punta Gorda se explotan los horizontes de *limonita de balance* (LB) y *serpentina de balance* (SB); durante su explotación, se origina una mezcla de minerales de diferente origen y composición mineralógica, haciendo que las menas sean sumamente complejas desde la punto de vista mineralógico.

MATERIALES Y MÉTODOS

Durante la realización del presente trabajo, para estudiar la composición mineralógica de las menas del yacimiento Punta Gorda se documentaron dos perfiles del yacimiento: perfil M-47 (Coordenadas: LN - 20° 36' 55,7" y LW - 74° 54' 02,7") y el perfil L-48 (Coordenadas: LN - 20° 36' 54,1" y LW - 74° 53' 42,8") con el objetivo de realizar probetas para el estudio de la composición de las menas en luz reflejada y en microscopía electrónica de barrido (SEM, siglas en inglés).

Las muestras se prepararon con dimensiones de 2,5 cm x 2,5 cm, en el laboratorio de microscopía de menas de la Universidad de Clausthal, República Federal de Alemania, se obtuvieron inicialmente siete muestras en las que se realizaron un total de 43 determinaciones de la composición elemental, cuyas denominaciones se recogen en la tabla I

Muestras	Perfil	Mediciones	Horizonte
MN2	L - 48	MN2-1 MN2-2 MN2-3 MN2-9 MN2-10 MN2-11 MN2-12 MN2-13	LB
MN3	L - 48	MN3-1 MN3-4 MN3-5 MN3-6 MN3-7 MN3-8 MN3-9 MN3-10	LB
MN4	L - 48	MN4-1 MN4-2 MN4-3	LB
MN5	L - 48	MN5-1 MN5-3 MN5-4 MN5-5 MN5-6	LB
MN6	L - 48	MN6-2 MN6-3 MN6-4 MN6-5 MN6-6 MN6-7 MN6-8 MN6-9 - MN6-10	SB
MN8	L - 48	MN8-1 MN8-2 MN8-3 MN8-4 MN8-5 MN8-6 MN8-7 MN8-8 MN8-9 MN8-10	SB

Tabla No. I Muestras y puntos de medición de menas lateríticas en los perfiles L-48 y M-48 del yacimiento Punta Gorda, Moa, Holguín, Cuba.



Los análisis de las muestras fueron realizadas con el empleo de la microsonda CAMECA Quantitative Analysis, de la Universidad de Clausthal, RFA, con las condiciones de trabajo siguientes: Aceleración del voltaje 20.0 kV, dimensiones del haz de electrones 39,8 nA⁰, límites de detección en por ciento en peso: Ni – 0.0183, Co – 0.0189, Cr – 0.0150, Si – 0.0137, Caa – 0.080, Ti – 0.0368, Fe – 0.0318, Al – 0.0181, Mn – 0.0090.

RESULTADOS y DISCUSION

De los análisis de microsonda electrónica de barrido se obtuvo una valiosa información de la composición química elemental de las muestras de menas lateríticas, siendo la primera vez que en el país se obtiene esa información de uno de los yacimientos minerales de menas de Fe – Ni- Co. A continuación se recogen algunos de los análisis que permiten valorar el mineral identificado, además, facilita la valoración de la migración geoquímica de los elementos en las complejas menas lateríticas, los contenidos que aparecen, debe tenerse presente las dimensiones de los agregados y partículas investigadas, las que están por debajo de un micrón.

Tabla No II Punto de medición MN4 – 2 - Horizonte laterita de balance (LB)

Punto medición	Elemento	Norm % masa	Oxido %
MN4-2	Mg	0.58	0.96
	Al	5.34	10.1
	Si	0.32	0.68
	Cr	0.00	0.00
	Mn	35.75	46.16
	Fe	4.55	5.85
	Co	8.64	10.98
	Ni	19.85	25.26
	O	24.97	0.00

El análisis se corresponde con uno de los principales minerales portadores de níquel y de cobalto en el horizonte de laterita de balance, la muestra MN4-2 fue tomada a 17 metros de profundidad, desde la superficie, se trata de la asbolana m(Co, Ni)O. MnO₂. nH₂O

Tabla III Punto de medición MN5-1 –Horizonte laterita de balance (LB)

Punto medición	Elemento	Norm % masa	Oxido %
MN5-1	Mg	8.53	14.14
	Al	14.71	27.8
	Si	0.25	0.54
	Cr	26.49	38.72
	Mn	0.68	0.87
	Fe	12.92	16.62
	Co	0.63	0.8
	Ni	0.4	0.5
	O	35.39	0.00

El análisis se corresponde con uno de los minerales primarios, que se localizan a cualquier profundidad del perfil laterítico desde el escombro hasta las ultramafitas serpentinizadas, se trata de espinela cromífera, que en las fotografías se muestra parcialmente alterada a ferri-



cromita. Los procesos de serpentización y laterización de esas litologías a penas han alterado el contenido elemental específico de la espinela, en el caso particular de la medición MN5-1, se trata de una alúmina-cromita con expresión general: $(Mg^{2+}, Mg^{2+})(Al^{3+}, Cr^{3+}, Fe^{3+})_2 O_4$

Las espinelas cromíferas presentes en las menas lateríticas de los perfiles estudiados varía desde los contenidos ricos en hierro, - cromitas *sensu strictu*, hasta los ejemplares de alúmina-ferri-cromita, donde los radicales divalentes muestran contenidos importantes de elementos de la familia del hierro, en particular los elementos de níquel, cobalto y manganeso; entre los radicales trivalentes, además de los que conforman la estructura, se localiza el titanio.

Tabla No. IV Punto de medición MN2-1 – Horizonte de laterita de balance (LB)

Punto medición	Elemento	Norm % masa	Oxido %
MN2-1	Mg	0.00	0.00
	Al	4.24	8.02
	Si	0.67	1.44
	Cr	1.13	1.65
	Mn	0.00	0.00
	Fe	66.4	85.43
	Co	1.50	1.91
	Ni	0.32	0.4
	K	0.00	0.00
	Ba	1.04	1.16
	O	24.7	0.00

El resultado se corresponde con el mineral mas común e importante de las menas lateríticas, dado el elevado por ciento de existencia y es el portador principal de Ni en los yacimientos lateríticos y en particular en el horizonte de limonita de balance, llegándose a la propuesta de denominarlo horizonte goethítico. Además del níquel, la goethita puede absorber otros elementos en forma catiónica, o en forma de óxidos, tales como: CoO, Al_2O_3 , SiO_2 , BaO, MnO, entre otros. Trabajos experimentales de Oliveira, 2001, llegó a la conclusión que la goethita en los horizontes lateríticos de Punta Gorda, pueden variar desde 68% - 72% del por ciento en peso de ese horizonte. Goethita – $Fe_2O_3 \cdot H_2O$.

Tabla No. V Punto de medición MN6-10 – Horizonte serpentina de balance (SB)

Punto medición	Elemento	Norm % masa	Oxido %
MN6-10	Mg	24.60	40.79
	Al	2.53	4.78
	Si	22.08	47.23
	Cr	0.83	1.21
	Mn	0.00	0.00
	Fe	2.65	3.41
	Co	0.00	0.00
	Ni	1.92	2.44
	K	0.00	0.00
	Ca	0.00	0.00
	Ba	0.12	0.14
	O	45.27	0.00



El resultado se corresponde con minerales primarios, donde los procesos de serpentinización son avanzados, pero que aun no han concluido todas las transformaciones del proceso de laterización, tales condiciones se tienen en el horizonte de serpentina de balance y en la zona de transición entre el horizonte laterita de balance y el de la serpentina, o lo que es lo mismo en la base del horizonte limonítico. Obsérvese como esta forsterita serpentinizada, contiene 2,44% de níquel. Forsterita – $(\text{Mg}, \text{Fe})_2 \text{SiO}_4$.

Como puede valorarse la composición de las menas del yacimiento de menas lateríticas de Punta Gorda resulta sumamente compleja y por lo tanto tiene una amplia incidencia en la calidad de las menas que se suministran al proceso metalúrgico de lixiviación carbonato-amoniacoal, en sentido general las menas lateríticas del yacimiento Punta Gorda, al mezclarse los horizontes *limonítico (LB)* y *serpentinico (SB)*, por termino medio incluyen *no menos de 25 a 30 minerales*, es por ello que se necesita un control constante y sistemático durante la explotación de las menas.

CONCLUSIONES

- 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 70% de las menas del horizonte.
- El principal portador de cobalto en las menas lateritas de níquel y cobalto, en el horizonte limonítico (LB) en el yacimiento Punta Gorda es la asbolana - m $(\text{Co}, \text{Ni})\text{O} \cdot \text{MnO}_2 \cdot n\text{H}_2\text{O}$, el que se distribuye en todo el corte del perfil LB, además de otros minerales de manganeso como la pirolusita y el psilomelano.
- Las menas lateríticas del yacimiento Punta Gorda son sumamente complejas y están constituidas por óxidos, smectitas, 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 geólogo* que decidirá 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.
- 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.



- 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.

BIBLIOGRAFÍA

- Almaguer, A. 1995 Cortezas de intemperismo. Algunas particularidades de sus partículas finas. *Minería y Geología* 12, 9-19.
- Capote, N. Rojas-Puron, L.A. Bassas, P.R. Determinación de la distribución del níquel en las macrofases de mineral laterítico. *Minería y Geología* 10 17-23.
- 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 morfogenética de las cortezas de intemperismo sobre las rocas ultrabásicas de Cuba. *Ciencias de la Tierra y del Espacio* 1, 33-49.
- Morimoto, N. et.al. (1988) Nomenclature of pyroxenes. *American Mineralogist*, vol.73, pp.1113-1123
- 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.



ALGUNAS CARACTERISTICAS GEOELECTRICAS DE LA CORTEZA DE INTEMPERISMO Y SU BASAMENTO EN NICARO

Ing. Alfredo de Jesús Hernández Ramsay(1), Ing. Marcial Guerra Piñeiro(1), Ing. Isabel Sosa Rojas(1), Ing. Jorge Acosta Breal (1), Ing. Orlando Dussac Tamayo(1), Dr. Waldo Lavaut Copa(1), Ing. Maria Gentoiu(1); (1) Empresa Geominera Oriente.

Las irregularidades químicas, geológicas y mineralógicas en las rocas de la corteza laterítica provocan variaciones en las características físicas de las mismas, que pueden ser detectadas fácilmente con la aplicación de métodos geofísicos, entre ellos el Sondeo Eléctrico Vertical de Polarización Inducida (SEV-PI).

El presente trabajo tiene como objetivo exponer los resultados de las investigaciones con el Sondeo Eléctrico Vertical de Polarización Inducida (SEV-PI) realizados en los Yacimiento Luz Norte y Pinares de Mayarí Este, del Grupo Nicaro, así como el poder resolutivo del método en las siguientes tareas geológicas;

- Mapeo del espesor de Corteza de Intemperismo Ferroniquelífera-Cobaltífera.
- Mapeo de las discontinuidades físicas, asociadas a la Tectónica y a otros fenómenos geológicos.
- Mapeo del Relieve del Basamento.

Los resultados permitieron caracterizar la Corteza de Intemperismo Ferroniquelífera-Cobaltífera (CIFE) atendiendo a los parámetros de Resistividad (ρ_a), Polarizabilidad (η_a) o Cargabilidad (C_a) Aparente y establecer correlación entre estos parámetros y los datos geológicos. Para alcanzar estos resultados fue necesario el análisis de más de 10000 puntos de SEV-PI realizados en la Corteza de Intemperismo Ferroniquelífera-Cobaltífera (CIFE) y más de un 10 % de ellos fueron realizados sobre pozos muestreados y documentados a intervalos entre 0.5 y 1.0 m.

La aplicación del método de SEV-PI en la Corteza de Intemperismo Ferroniquelífera-Cobaltífera, reflejó que desde el punto de vista geoelectrico la existencia varios tipos de corteza, atendiendo a la variación de la Resistividad (ρ_a), Polarizabilidad (η_a) o Cargabilidad (C_a) Aparente con la profundidad, encontrándose tres tipos de cortes principales:

- Corte Geoelectrico de tipo "A".
- Corte Geoelectrico de tipo "H".
- Corte Geoelectrico de tipo "Q".



CONTROL DE EROSIÓN DURANTE LA EJECUCIÓN DE LA MINERÍA EN LA EMPRESA CDTE. PEDRO SOTTO ALBA

Dr. C. Ramón G. Polanco Almanza
Empresa Cdte Pedro Sotto Alba

La compañía mixta, Pedro Sotto Alba Moa Nickel S. A. ubicada en la provincia de Holguín produce sulfuros de níquel y cobalto utilizando un proceso de lixiviación ácida a presión a partir de los minerales lateríticos desde el año 1994 que fue establecida por el Decreto 194 del Consejo de Estado de la República de Cuba.

El yacimiento Moa Oriental desde el comienzo de su explotación en octubre del 2002 se convirtió en el principal suministrador de materia prima mineral a la planta metalúrgica, el área de las concesiones mineras se caracteriza por una topografía accidentada con descenso de sur a norte. Por el flanco oeste el yacimiento limita con el río Moa, por el este existen los arroyos Los Lirios y Jicotea, internamente el área es surcada por varios arroyos de menor orden que incrementan el potencial de arrastre de sedimentos hacia el río Moa y el poblado La Veguita.

El desarrollo del yacimiento Zona A comenzó en el año 1998, aquí el relieve es menos abrupto, las elevaciones se incrementan gradualmente de norte a sur. El río Cabañas limita el yacimiento por el norte y el camino principal hacia la Planta de Pulpa lo limita por el oeste.

La topografía prevaleciente en los yacimientos, la intensidad de las lluvias, donde el promedio anual supera los 2000 mm, particularmente intensas en los meses de octubre y noviembre, y las grandes áreas expuestas a la minería potencian significativamente el arrastre de sedimentos y la erosión de los suelos.

El principal objetivo del control de erosión durante la explotación minera es proteger al medio ambiente (que incluye a los habitantes de la región) de los impactos negativos causados por la minería, entre los objetivos generales tenemos:

- Disminuir la carga de sedimentos al ambiente causado por la minería hasta niveles permisibles
- Integración del PCES con las operaciones mineras para mantener la eficiencia en la producción.
- Reducir el mantenimiento de la infraestructura minera mediante el control de erosión.
- Establecimiento de superficies rehabilitadas estabilizadas y protegidas que requieran el mínimo o ningún mantenimiento.

La incorporación de las técnicas de control de erosión durante la ejecución de la minería puede reducir sustancialmente el volumen de sedimentos producidos y emanados al medioambiente, la integración de las medidas de control de erosión con la planificación minera puede reducir los costos e incrementar la eficiencia del proceso.



LA FASE DE INVESTIGACION GEOLOGICA EN FUNCION DEL DESARROLLO SOSTENIBLE DE LA INDUSTRIA MINERA DEL NIQUEL EN CUBA.

Dra. Marta Campos Cordero⁽¹⁾, Ing. Vilma guerra Correoso⁽¹⁾, Ing. Wilder Gé Roche⁽¹⁾

(1) Oficina Nacional de Recursos Minerales, Avenida Salvador Allende No 666, entre Oquendo y Soledad, Centro Habana, Cuba. E mail martha@onrm.minbas.cu.

RESUMEN

El trabajo expone las bases para lograr un desarrollo armónico entre estos intereses, aun desde la primera fase de ejecución, marcando las pautas que son necesarias para lograr que los programas de investigación que se realizan en la rama tengan en cuenta los índices de sostenibilidad que son necesarios para el desarrollo de nuestra industria minera del níquel.

Se muestran las nuevas experiencias obtenidas en la exploración y explotación de lateritas y serpentinas niquelíferas, las metodologías de cálculo de recursos y reservas, uso de los métodos estadísticos según las prácticas internacionales y aplicaciones informáticas para la determinación de parámetros representativos que serán usados en la planificación y control de la minería.

Se citan ejemplos de proyecciones para el uso y desarrollo integral de los yacimientos. Investigaciones tecnológicas y sus resultados. El control y análisis de la actividad Medio – Ambiental en la fase de prospección y exploración.

Se mencionan las principales dificultades que presentaban nuestras investigaciones y las vertientes bajo las cuales se desarrollan actualmente, entre las cuales se encuentran la ejecución de complejos de métodos que elevan el conocimiento de los recursos, racionalizan la ejecución de las técnicas agresivas utilizadas tradicionalmente, la incorporación elementos en el cálculo de reservas que conllevan a alargar la vida de los yacimientos en post de un desarrollo sostenible.

Se plantan las influencias que ha tenido la promulgación de la Ley de minas y regulaciones ambientales en esta problemática y la incorporación en las campañas de investigación de medidas encaminadas a la protección del medio ambiente.

ABSTRACT

Humankind is more aware about environmental protection every day, and identify it as an unvaluable legacy to next generations. In this framework, is a first order need guarantee a mining activity compatible with sustainable development in order to preserve mining operations in the future. Moa Mining Community, (grouped around principal Nickel and Cobalt Industries in Cuba, one of the largest operation of this kind in the World) had faced different challenges since its creations and growing, and represent an strong center of population, with high technical and economical level.

This paper shows the basis to achieve an harmonic development since the first investigations phases, setting up guidelines for investigations programs, in order to ensure the inclusion of sustainable indicators.

The principal defects of past investigations are mentioned, as well as the current aspects including: use of a complex of geologic and geophysical non invasive methods, and considerations of nocive elements in order to guarantee the enlargement of the life of ore deposits as long as posible, to achieve a sustainable development.

Impact and influences of the Mining Act and Environmental Regulations are discussed as well as the result of measures of protection implemented during investigation campaigns.

INTRODUCCIÓN

Las operaciones mineras en la actualidad están incluidas dentro de las actividades industriales que mantienen una imagen popular bastante desfavorable. No obstante a la



opinión pública la sociedad sigue necesitando de ella, haciéndose por tanto imprescindible para poder lograr el desarrollo que exige la humanidad en estos momentos.

Una política de desarrollo sustentable en la industria minera, proporciona un marco para la implementación de las políticas ambientales y las estrategias de desarrollo social y económico. Este término reconoce la necesidad de ejecutar esta actividad para satisfacer las necesidades humanas y para mejorar la calidad de vida pero advierte que este desarrollo debe basarse en un uso eficiente, racional y ambientalmente responsable

Es por lo anterior que la actividad minera está en el deber de realizar sus actividades dentro de un marco equilibrado y en post de un desarrollo sostenible como una de las vías para revertir de forma positiva los impactos que ocasiona al medio y la comunidad y plantear las bases para un desarrollo sostenible en las actividades que comprende ,logrando conciliar el crecimiento económico con la calidad de vida de los ciudadanos, con el bienestar social y con la preservación del medio ambiente.

La minería del níquel es fundamental para lograr los niveles de desarrollo y el bienestar que la sociedad exige en estos momentos , pero esta a su vez constituye una actividad que deja huellas al entorno dónde se desarrolla pudiendo generar a su vez conflictos con el medio ambiente y otros intereses.

Nuestra Gran Minería no esta ajena a esta realidad y las acciones en este sentido se van encaminando en estos momentos desde las primeras fases de su ejecución.

En nuestros yacimientos lateríticos con la ejecución de las labores de Exploración Geológica para la ubicación de los pozos de perforación comienzan a manifestarse las primeras huellas al medio, expresada fundamentalmente en la tala de árboles, desbroce de las áreas para la construcción de plataformas y vías de acceso a los yacimientos y aporte de sedimentos a las redes fluviales.

Producto de la ejecución de las etapas mineras sucesivas, se continúan donando al entorno otros impactos negativos, representados en: la destrucción y alteración de la vegetación y de los patrones de drenaje natural; cambios en la utilización del suelo en el área de las minas; erosión de zonas desmembradas, derrumbamiento de taludes, acumulaciones de suelo que generan sedimentación y contaminación a las redes fluviales y otros.

En los últimos años se ha notado un alza en lo que respecta a la conjugación de los intereses de la minería y el medio ambiente, con el objetivo de lograr el mejoramiento del entorno ambiental de los territorios severamente perjudicados por las labores de extracción. Se realizan proyectos técnicos ejecutivos para mitigar las afectaciones que le ocasiona al medio el laboreo minero, así se mejora el ecosistema degradado como consecuencia de la explotación minera.

Hoy la preocupación por el Medio Ambiente ya es parte integral de las políticas de todas nuestras Empresas del níquel, pero todavía no es suficiente. Bajo el amparo de Regulaciones Ambientales implementadas en la década del 90, es nuestro objetivo lograr plenamente nuestra inserción en el tema de la sostenibilidad aún en las etapas tempranas de investigación geológica .Es nuestra meta en este sentido el establecimiento de parámetros de control cada vez más rigurosos y cercanos a las normas internacionales a través de la implementación de un conjunto de acciones que



incluyen la obtención de calidades de vida superiores y donar a las generaciones que nos sucederán un entorno mas saludable agradable.

Tales acciones van encaminadas a fines específicos, tales como:

- Formulación de políticas ambientales y la vigilancia en el cumplimiento de las mismas por parte de todas las Empresas ..
- Mejoramiento y aplicación de las técnicas de rehabilitación en todas las fases de la actividad minera así como el empleo de métodos de investigación menos ofensivos al medio y que a la larga contribuyan a obtener índices de sostenibilidad en todos los ordenes.
- Trabajos de concientización de los directivos, mineros, trabajadores y ciudadanos en general sobre la importancia de la conservación del Medio Ambiente.

HISTORIA DE LAS INVESTIGACIONES PRECEDENTES EN LA REGIÓN:

Desde el tiempo de la colonia se tenía conocimiento de la existencia de mineral de hierro en la región. Las primeras investigaciones geológicas en la región datan del año 1900 por orientaciones del general Leonardo Wood quien dispuso que geólogos de Estados Unidos realizaran un informe sobre las reservas minerales de Cuba e incluyeran en el mismo las existentes en la zona oriental. No es hasta 1901 con el reconocimiento geológico que se identifican los mismos y se inicia la inversión de capital relacionado con estos recursos

Existen numerosas investigaciones y reportes sobre la geología de la región realizadas antes del triunfo de la Revolución, pero es sólo a partir de la década del sesenta que se desarrollan investigaciones profundas de carácter regional. Citaremos las fundamentales a continuación:

- ✓ Se destacan los trabajos de los especialistas soviéticos Adamovich A. y Chejovich V. (1963) que constituyeron un paso fundamental en el conocimiento geológico del territorio oriental, esencialmente para las zonas de desarrollo de cortezas de intemperismo ferro niquelíferas.. Estos investigadores elaboraron un mapa geológico a escala 1: 250 000 sobre la base de interpretaciones foto geológicas y marchas de reconocimiento geológico en el que fueron delimitadas las zonas de cortezas de intemperismo para el territorio Mayarí – Baracoa.
- ✓ En la década del setenta se inicia una nueva etapa en el conocimiento geológico regional y como señala Quintas F. (1989) en su tesis doctoral "...se fue abriendo paso la concepción movilita como base para la interpretación geológica..." , especialmente con posterioridad a la publicación en 1974 de los trabajos de Knipper y Cabrera, quienes plantearon diversas teorías acerca de las litologías ofiolíticas..
- ✓ En 1972 se inician investigaciones de carácter regional del territorio oriental cubano por especialistas del Departamento de Geología de la Universidad de Oriente, luego Instituto Superior Minero Metalúrgico
- ✓ Cobiella J. (1978 a) propone un esquema tectónico que resume una nueva interpretación estratigráfica y paleogeográfica de Cuba Oriental delimitando cinco zonas estructuro faciales.
- ✓ En el periodo 1972-1976, se realiza el levantamiento geológico de la antigua provincia de oriente a escala 1: 250 000 por la Brigada Cubano - Húngara de la Academia de Ciencias de Cuba, siendo el primer trabajo que generaliza la geología de Cuba Oriental. Este trabajo constituyó un aporte científico a la



geología de Cuba al ser la primera interpretación geológica regional de ese extenso territorio basada en datos de campo, obteniéndose resultados interesantes expresados en los mapas geológicos, tectónicos y de yacimientos minerales, columnas y perfiles regionales así como el desarrollo de variadas hipótesis sobre la evolución geológica de la región.

- ✓ Al mismo tiempo se desarrollan trabajos foto geológicos sobre diferentes áreas del territorio por especialistas del Centro de Investigaciones Geológicas, entre los que se encuentran **caracterización de la corteza** de intemperismo del sector occidental de las hojas cartográficas de Moa y Palenque desarrollados por Teleguin V., quien realiza una clasificación de las fracturas que afectan al substrato serpentinitico y el levantamiento foto geológico de Farallones a escala 1: 50 000 desarrollado por R. Pérez (1976) donde se realizó un estudio detallado de las distintas formaciones geológicas del área de estudio y su caracterización geomorfológica, así como un conjunto de trabajos desarrollados por la entonces Empresa Geológica de Oriente en la búsqueda y categorización de las reservas lateríticas.
- ✓ En el periodo 1980-1985 el Departamento de Geomorfología de la propia institución en colaboración con la Facultad de Geología del Instituto Superior Minero Metalúrgico de Moa desarrolló el tema de investigación "Análisis Estructural del Macizo Mayarí – Baracoa" donde se analiza por primera vez de forma integral para todo el nordeste de Holguín el grado de perspectividad de las cortezas de intemperismo ferroniquelíferas en dependencia de las condiciones geólogo-geomorfológicas para lo cual fueron aplicados métodos morfométricos y trabajos de fotointerpretación. La deficiencia fundamental de la investigación consistió en el escaso trabajo de campo realizado para las comprobaciones, utilizándose en sustitución de estos los informes de estudios geológicos realizados en la valoración o categorización de los yacimientos lateríticos.
- ✓ Desde el punto de vista tectónico de carácter regional adquieren importancia relevante las investigaciones realizadas por Campos, M. en su estudio tectónico de la porción oriental de las provincias Holguín y Guantánamo, donde propone siete unidades tectono - estratigráficas para el territorio, describiendo las características estructurales de cada una de ellas y estableciendo los periodos de evolución tectónica de la región.
- ✓ En 1989 Quintas F. en su tesis doctoral, realizó el estudio estratigráfico del extremo oriental de Cuba donde propone las asociaciones estructuro - formacionales que constituyen ese extenso territorio así como las formaciones que las integran, realizando la reconstrucción paleogeográfica del Cretácico al Paleógeno, intervalo cronológico de mayor complejidad para la geología de la región oriental.
- ✓ En 1990 se concluye el levantamiento geológico a escala 1: 50 000 en el polígono CAME Guantánamo por especialistas cubanos y húngaros el cual constituye uno de los trabajos más integrales que sobre la geología de la región se realizan al abordar todas las vertientes del trabajo geológico con un gran volumen de información textual y gráfica.
- ✓ En 1996, Iturralde-Vinent, reconoce en la constitución geológica del archipiélago cubano dos elementos estructurales principales: el cinturón plegado y el neoautóctono. Rodríguez I A. en su tesis doctoral resume las concepciones presentadas por Quintas F. e Iturralde Vinent, de la manera en que se presentan en la tabla 1.1.



MARCO JURÍDICO-LEGAL EXISTENTE EN CUBA PARA LA PROTECCIÓN DEL MEDIO AMBIENTE

En Cuba en la actualidad el marco jurídico y legal que define la protección al Medio Ambiente está bien definido y es amparada por legislaciones que parten desde niveles constitucionales:

- *La constitución de la República en su Artículo 27 postula que:
“El Estado protege el 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.”*
- *En 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.*
- *En 1994 el Comité Ejecutivo del Consejo de Ministros otorgó al CITMA las funciones y atribuciones relativas a la protección del Medio Ambiente y el uso racional de los recursos naturales y se potenciaron las funciones que tenía la COMARNA.*
- *En Marzo de 1995 se aprueba la Resolución 168 del CITMA, en la cual se establece el Reglamento para la realización de las EIA y el otorgamiento de las licencias ambientales.*
- *Es aprobada por la Asamblea Nacional la Ley No.81 (Ley de Medio Ambiente) con fecha de 11 de julio de 1997, que es una ley muy completa desde el punto de vista ambiental.*
- *La Ley 76, Ley de Minas, publicada en la Gaceta Oficial en Enero de 1995, en su articulado faculta a la Oficina Nacional Recursos Minerales (O. N. R. M) a la anulación de cualquier concesión otorgada por la reincidencia en el incumplimiento del programa de ejecución de las medidas que preserven el medio ambiente, etc.*
- *De igual forma El Decreto 222 que es la Legislación Complementaria de la Ley de Minas, establece en su Capítulo XV todo lo concerniente a la obligación de los concesionarios para la creación de la Reserva Financiera o fondo para cubrir los gastos de las labores de restauración, el plan de control de los indicadores Ambientales y los trabajos de mitigación de los impactos directos e indirectos ocasionados por la actividad Minera.*
-

INVESTIGACIONES GEOLÓGICAS EN FUNCIÓN DE UN DESARROLLO SOSTENIBLE DE LA INDUSTRIA DEL NÍQUEL.

Hay que partir del hecho de que para la realización de la explotación de nuestros yacimientos es fundamental tener antes que todo un grado de conocimiento geológico que nos permita realizar una extracción racional.



Las investigaciones de nuestros depósitos se realizan hace más de 40 años por Empresas especializadas. Hasta inicios de la década de los 90 la exploración geológica tuvo las siguientes características:

- ✓ Sustentadas en patrones preconcebidos y en concepciones geológicas derivadas de los resultados valiosos (para la etapa) de los levantamientos regionales desarrollados por Adamovich y Chejovic realizados a inicios de la década del 60. La concepción inicial de estos trabajos ha sufrido importantes cambios con el aporte de las investigaciones recientes.
- ✓ La proyección de las investigaciones se realizaban a partir de esquemas que aplicaban las mismas condiciones a todos los yacimientos y que partían de una red exploratoria común, sin tener en cuenta las particularidades de variabilidad en cada caso.
- ✓ Las exploraciones se planificaban y desarrollaban sin tener en cuenta las necesidades reales de la minería y del proceso y ello provocó grandes problemas a la minería materializados en fenómenos de no confirmaciones en ley y volumen y la imposibilidad de lograr una alimentación estable a las plantas lo que ha obligado sistemáticamente a realizar reevaluaciones en las áreas de explotación.
- ✓ Los métodos empleados para el cálculo de los recursos minerales en los yacimientos lateríticos ferroniquelíferos cubanos no permitían describir detalladamente los parámetros geólogo - industriales, no tenían en cuenta las características de variabilidad y correlación espacial, por lo que no se adaptaban a las complejidades de estos yacimientos. Por consiguiente los resultados del cálculo de recursos minerales repercutía desfavorablemente en la explotación racional de los yacimientos
- ✓ No se tomaba en cuenta la influencia de las diferentes clases mineralógicas en el proceso y por tanto los estudios no caracterizaban el comportamiento de los diferentes minerales que se alimentaban al proceso.
- ✓ Desde el punto de vista ambiental no se tenía en cuenta medidas para prevenir, minimizar, contrarrestar y mitigar los impactos producidos al entorno dónde se desarrollaban las investigaciones.

Las características propias de cada uno de nuestros yacimientos, su condición de recursos no renovables y la necesidad de trabajar en aras de un desarrollo equilibrado, ha obligado en los últimos tiempos a buscar desde el mismo inicio de la prospección geológica metodologías que permitan obtener índices de sostenibilidad desde el punto de vista ecológico, social y económico. La utilización de métodos de investigación de investigación geológicos menos agresivos es el primer eslabón hacia una minería sostenible

A partir del año 93, dadas las irregularidades presentadas principalmente en los procesos de asimilación de los yacimientos por las plantas, la necesidad de dirigir más certeramente las investigaciones y la obligación de contribuir a la protección del medio ambiente los programas de investigación han tomado otras vertientes todas encaminadas a lograr que la sostenibilidad de la minería del níquel se tenga en cuenta aún desde la fase de prospección y exploración de los yacimientos, estas vertientes se relacionan con:

- ✓ La introducción de un complejo de métodos de investigación novedosos tendientes a realizar una planificación evaluación más precisa e integral de los yacimientos.



- ✓ El empleo de métodos de avance que racionalizan el empleo de las técnicas tradicionales y agresivas de estudio.
- ✓ La incorporación de elementos en el cálculo de las reservas que constituyen a alargar la vida útil de los yacimientos y por ende la protección del medio ambiente.
- ✓ La ejecución de las investigaciones respetando las regulaciones mineras aprobadas a partir del año 1995 que ayudan a ordenar la actividad y exigen el cumplimiento de una serie de obligaciones que a su vez conllevan a crear las bases para el desarrollo sostenible.
- ✓ La ejecución de los programas de investigación tomando en cuenta las medidas pertinentes para la protección del medio ambiente.

INTRODUCCIÓN DE UN COMPLEJO DE MÉTODOS DE INVESTIGACIÓN NOVEDOSOS TENDIENTES A REALIZAR UNA PLANIFICACIÓN EVALUACIÓN MÁS PRECISA E INTEGRAL DE LOS YACIMIENTOS AYUDANDO A LOGRAR LA ESTABILIDAD FUTURA QUE REQUIERE EL PROCESAMIENTO DE LAS PLANTAS.

En este aspecto se han empleado métodos estadísticos y el uso de los variogramas como herramientas para la caracterización de la variabilidad de los parámetros geológicos en los yacimientos. Surgen por tanto metodologías de investigación basadas en cálculos geoestadísticos, modelación geométrica y matemática con un alto grado de confiabilidad. Podemos citar trabajos muy importantes, como ejemplo:

- ✓ El trabajo de Gutiérrez M. A. y Beyra M. L. "Introducción al Análisis Variográfico de Yacimientos de Corteza de Intemperismo" marcó pautas y despertó el interés en cuanto al uso de estas nuevas técnicas, desarrolladas por Matheron (Francia) y continuadas por David M., entre otros. En este trabajo también se demuestra que el parámetro más variable es la potencia de la capa mineral.
- ✓ En 1999, Ildio L. D. Realiza un "Análisis Variográfico del Yacimiento Camarioca Norte", donde aplica las técnicas de coeficiente de variación y elaboración de variogramas direccionales, comprobando que la potencia resulta ser también el parámetro más variable, que el yacimiento se comporta de manera isotrópica y que según el grado de variabilidad se clasifica de regular a muy irregular.
- ✓ Un aporte importante, sobre todo en el campo de la geoestadística, aplicada al estudio y explotación de los yacimientos minerales lateríticos, significó el trabajo presentado como tesis doctoral por Legrá A. A. en 1999, donde presenta modelaciones novedosas tridimensionales de los parámetros geoquímicos incluidos en el programa "Tierra" elaborado precisamente para el procesamiento de la información en yacimientos de este tipo genético, el que se utiliza actualmente como herramienta básica para el pronóstico, la planificación y control de la minería en la Empresa Comandante Ernesto Che Guevara.
- ✓ En el 2000 Jordan R. M., utilizando técnicas geoestadísticas realiza el "Estudio Variográfico del Grupo VII del Yacimiento Martí", donde demuestra la alta variabilidad de la potencia mineral, clasificando al yacimiento como muy irregular.
- ✓ En Octubre del 2 000 el Dr. Lavaut W. ejecuta en el yacimiento Yagrumaje Norte un "Estudio Preliminar de las Redes de Perforación y Muestreo para el Cálculo del Mineral Laterítico". En este trabajo, considerado como uno de los que con más



rigor ha tratado el problema de la racionalización de redes de exploración, se caracteriza al yacimiento sobre la base del comportamiento de cada uno de sus principales parámetros. En el mismo se aplica el método de variantes para evaluar la eficiencia de las redes de 100 m x 100 m y 33.33 m x 33.33 m. Se calcula además la densidad óptima de la red usando expresiones matemáticas que consideran las áreas a explorar y el grado de variabilidad.

- ✓ El Dr. Ortelio Vera en el año 2001 ejecuta trabajos relacionados con la obtención de una metodología para el estudio de redes de los yacimientos.

Los modelos descriptivos de nuestros yacimientos minerales constituyen sistematizaciones de información geológica pertinente para la exploración y la explotación futura. Puede establecerse que, las regularidades y las variabilidades de los parámetros mineralógicos, químicos y físicos es un producto de la génesis, conformación y grado de madurez de las cortezas de intemperismo. El conocimiento de estas regularidades y las variabilidades constituye uno de los problemas principales actuales para la realización satisfactoria de la minería y de los procesos metalúrgicos y es por tanto es de importancia fundamental el lograr la correcta modelación de sus regularidades estadísticas y determinísticas para obtener modelos que contribuyan a realizar una explotación más racional del mineral la cual se define en una mejor confirmación, extracción con un mínimo de pérdidas, delimitación de los contactos, todo ello para mantener la estabilidad del mineral que se envía al proceso y lograr niveles de eficiencia metalúrgica satisfactorios..

Estos modelos integran el comportamiento desde muchos aspectos:

- ✓ Carga Geoquímica que contiene no solo los tres elementos principales (Fe, Ni y Co) sino aquellos que indirectamente intervienen en el comportamiento del mineral.
- ✓ El grado de madurez de la corteza que define a la larga el tipo de proceso a emplear y el aprovechamiento.
- ✓ Los tipos de perfiles predominantes que caracterizan datos de potencia, relieve, calidad.
- ✓ Características propias del basamento o rocas madres que han dado origen a las cortezas.
- ✓ Los elementos tectónicos presentes en los yacimientos.

La integración de todos estos modelos permiten seleccionar **los dominios geológicos de los yacimientos** que definen zonas geológicas estadísticamente uniformes, lo cual es fundamental para realizar el cálculo de los recursos de una forma más precisa y para orientar las labores mineras futuras.

La determinación de los dominios geológicos los cuales describen adecuadamente las características de variabilidad y correlación espacial de los recursos garantizan:

- ✓ Una caracterización de los recursos minerales en yacimientos lateríticos ferroniquelíferos y un cálculo de reservas con mayor precisión
- ✓ Permiten una mejor proyección para la evaluación de los recursos y para la planificación minera minimizando el impacto ambiental sobre la regredación de la flora, fauna, el suelo, clima.
- ✓ Con el grado de estudio de los yacimientos estudiados y a través de los modelos se puede ayudar a detener el avance demoledor que ha tenido la minería en los últimos años, alargando el plazo de explotación de las reservas.
- ✓ Permiten hacer una mejor caracterización de la mineralogía presente en las áreas y relacionarla con su comportamiento futuro en el proceso.



- ✓ Da la posibilidad de establecer zonas y profundidades para la determinación del Peso volumétrico a aplicar en el cálculo de reservas con resultados más precisos y confiables.
- ✓ Definen de manera más fiel las características de variabilidad de los diversos depósitos logrando definir las redes más optimas para la proyección de los estadios sucesivos, lo que a su vez contribuye a realizar una minería más eficiente con menos pérdidas, diluciones mínimas y mayor eficiencia en el proceso.

DETERMINACIÓN DE PESOS VOLUMÉTRICOS ATENDIENDO A ZONAS LITOLÓGICAS Y PROFUNDIDAD..

La selección de los dominios geológicos en nuestros yacimientos ha sido una cuestión fundamental para la introducción de nuevas técnicas para la determinación de los pesos volumétricos. Para ello se han elaborado metodologías sobre la base de las interpretaciones de los estudios realizados en diversas áreas y/o yacimientos de cortezas de intemperismo de la Región Nororiental del país.

Con esta metodología se pretende dar solución a una situación latente que ha sido una constante preocupación en el personal que labora en nuestras minas por ser el factor Peso Volumétrico una de las causas que ha incidido en los problemas de no confirmación de muchos de nuestros yacimientos.

Hasta la fecha en los cálculos de los Recursos de nuestros yacimientos los geólogos y mineros que trabajan en la prospección y explotación de los mismos han tenido como base la aplicación de un peso volumétrico por menas, agrupadas sin tener en cuenta su posición en el perfil y aunque cada litología responde a un determinado tipo de mena la profundidad en que se encuentre en el corte hace que sus características físicas no sean las mismas en todos los casos.

Para la aplicación correcta de esta metodología es imprescindible la realización del modelaje del yacimiento con la determinación de los dominios en cada caso ya que cada yacimiento presenta un grado de madurez característico en dependencia sobre todo de las particularidades genéticas que han influido en su formación.

Lo anterior hace que sea necesario que los trabajos geológicos primarios realizados, relacionados con el muestreo y documentación de cada zona litológica y sus posteriores interpretaciones deben tener el más alto grado de confiabilidad ya que es la base de la aplicación del método. Pensamos que esto no sea un problema ya que la Empresa ejecutora tiene una alta profesionalidad en este sentido.

En este método la profundidad se incorpora dentro de la zona litológica. Este método puede conducir a una mejor caracterización del yacimiento que como se venia haciendo, porque ahora es necesario medir pesos volumétricos (con pozos criollos u otra forma directa) por cada zona litológica (OICP, OI, OEF, etc.) barriendo todo el rango de profundidad existente en el yacimiento para cada una de ellas, Esto además permite obtener cantidades estadísticamente representativas para la segmentación de la zona litológica por la profundidad y la obtención de los promedios por litología y profundidad dentro de cada zona litológica.



De ahí la gran ventaja que tiene además, ya que no se ve condicionado al quimismo, o sea, a la mena por Fe y Ni (un tratamiento muy escueto, de muy poco alcance, ya que no toma en cuenta la variación del modelo litológico del depósito en cuestión por vertical y lateralmente).

El único tratamiento numérico que se da es una premediación por segmentos de profundidad dentro de la zona litológica, cosa que se hace de manera que en cada segmento se logre una cantidad estadística que justifique el promedio, cosa que habrá que garantizar durante el muestreo para peso volumétrico.

Este método nos obliga a utilizar mucho más el modelo geológico y los dominios, y a realizar un trabajo mucho mejor que ahora. Es importante notar que este tipo de peso volumétrico es función de la variación del modelo litológico y de la potencia espacialmente, por lo que estos pesos volumétricos muestran una variabilidad natural mucho mayor que la que podíamos evaluar con los basados en los contenidos de Fe y Ni.

Se ha demostrado que existe una fuerte variación del peso volumétrico según la profundidad, mientras que la variación del quimismo es muy pequeña en comparación con la de los pesos volumétricos, por lo que no debe involucrarse a los contenidos (Fe, Ni, Co) para la adjudicación ni deducción de pesos volumétricos, puesto que no guardan un sentido geomatemático.

EL EMPLEO DE MÉTODOS DE AVANCE QUE RACIONALIZAN EL EMPLEO DE LAS TÉCNICAS TRADICIONALES Y AGRESIVAS DE ESTUDIO.

Podemos citar entre otros la utilización de la geofísica de avance como parte del complejo de la investigación de nuestras lateritas.

Estos métodos se aplicaron en nuestros yacimientos de forma sistemática a partir de la década del 90 aunque con anterioridad se habían aplicado sin resultados concretos.

La selección de diferentes métodos geofísicos y su aplicación tiene gran importancia porque la combinación de los mismos con la interpretación geológica puede ayudar a pronosticar parámetros muy importantes como son la potencia media de la mineralización. De extrema importancia es la utilización de los métodos geofísicos para realizar la evaluación de aquellas áreas con poco desarrollo de la corteza y de difícil acceso de las técnicas de perforación.

Entre los métodos geofísicos más aplicados en las exploraciones de nuestros yacimientos se encuentran: Métodos magnéticos, Eléctricos, gravimétricos y más recientemente el GPR.

Las ventajas que permiten obtener y que se relacionan directamente con el tema de una minería sostenible son:

- ✓ Racionaliza la red de perforación minimizando los impactos que pudieran ser aportados por los equipos de perforación al medio ambiente.
- ✓ Mayor rapidez en la ejecución, interpretación y respuesta.



- ✓ Los métodos geofísicos utilizados en nuestros yacimientos permiten a través de cada uno obtener una mayor precisión del cuerpo mineral con la revelación real de las irregularidades y características propias, ejemplo:

La magnetometría aérea y de superficie ha sido de gran utilidad por los geólogos y mineros en el mapeo geológico y tectónico de nuestras cortezas de intemperismo ayudando a localizar anomalías relacionadas con rupturas tectónicas, variedades de rocas presentes en los sectores de estudio.

La susceptibilidad magnética releva las características magnéticas del mineral permitiendo su diferenciación atendiendo a esta peculiaridad, ayuda a conocer el comportamiento futuro en el proceso cuestión que es muy importante conocer a la hora de conformar las mezclas y lograr la calidad estable.

Los métodos de SEV –PI han sido muy útiles para estudiar los espesores de las zonas friables y el mapeo de las irregularidades del fondo, su empleo entre puntos optimiza la red de perforación y verifica los datos de potencia entre capas además ha sido utilizado en la introducción de factores de corrección al cálculos de recursos de nuestros yacimientos con muy buenos resultados. Ha tenido empleo en el estudio de las condiciones ingeniero geológicas de nuestros yacimientos mediante las cartografías de las oquedades que originan fenómenos de sufusión lo cual es muy importante a la hora de realizar los emplazamientos mineros.

Carotage Nuclear se ha empleado con buenos resultados en la determinación de los elementos químicos, composición mineralógica y los parámetros físicos (Volumétrico, humedad) por litologías y por menas.

LA INCORPORACIÓN DE ELEMENTOS EN EL CÁLCULO DE LAS RESERVAS QUE CONSTITUYEN A ALARGAR LA VIDA ÚTIL DE LOS YACIMIENTOS Y POR ENDE LA PROTECCIÓN DEL MEDIO AMBIENTE

Metodología para actualizar las Reservas Minerales (Modelo Económico)

También en la década de los años 90 surgen metodologías que plantean realizar la actualización de las reservas minerales de nuestros yacimientos teniendo en cuenta un modelo que combina incrementos de ganancias para la industria y que permite proteger nuestros recursos minerales tan necesarios para los programas de expansión previstos de nuestras Empresas.

Las Normas internacionales (y la cubana) vigentes para realizar la clasificación de nuestros recursos y reservas exigen además del grado de conocimiento geológico del mineral, el de demostrar que la extracción y procesamiento de estas menas es desde el punto de vista económico viables.

Dada la imposibilidad de contar nuestras menas en nuestros yacimientos lateríticos con contornos naturales visibles, su modelación ha respondido históricamente en la práctica solo atendiendo al grado de estudio geológico empleando para ello métodos analíticos (Fe, Ni) a través de un cut-off de níquel establecido hace muchos años.

A pesar de que en este tiempo han evolucionado algunos parámetros relacionados con:

- ✓ Los precios de la materia prima a nivel internacional
- ✓ Los costos de extracción



✓ Mecanismos de evaluación ,el cobalto se incorpora en algunos casos como elemento útil
y sin embargo los criterios para reevaluar las reservas minerales no han sufrido cambios.

Las ventajas al aplicar este método se relacionan con las bases para realizar una explotación racional y sostenible ejemplo:

- ✓ Las reservas minerales se actualizan dinámicamente, según los modelos económicos del mineral y de la industria.
- ✓ Es posible tomar decisiones operativas de acuerdo a situaciones específicas.
- ✓ Incluye formas baratas y rápidas para realizar la caracterización del mineral, lo cual permite incrementar la eficiencia del proceso metalúrgico.
- ✓ Se da un tratamiento novedoso a las intercalaciones y da la oportunidad de obtener un horizonte mineral único.
- ✓ Se incrementan las reservas minerales ,aumenta la potencia mineral y disminuyen los nocivos
- ✓ Mejoran algunos indicadores(extractables ,densificación de la pulpa)
- ✓ Aumenta los contenidos metálicos tanto para el ni como el Co permitiendo aumentar las producciones de las plantas.
- ✓ Las reservas minerales se incrementan y se alargan la vida de los yacimientos.
- ✓ Disminuyen los costos mineros (exploración, escombreo, restauración del medio ambiente
- ✓ Se afecta menos el Medio Ambiente

En el caso del yacimiento Yagrumaje Norte los estudios realizados al respecto permitieron (según el informe):

- ✓ Incremento de las reservas minerales en no menos de 1 633 267 ton
- ✓ El contenido metálico aumenta en 28 278 ton para el ni y 2 509 para el Co lo cual permite incrementar la producción de Ni en no menos de 19 293 toneladas métricas y 347 toneladas de sulfuro de ni mas Co e ingresar adicionalmente por esta producción más de 165 millones de dólares.

LA EJECUCIÓN DE LAS INVESTIGACIONES RESPETANDO LAS REGULACIONES MINERAS APROBADAS A PARTIR DEL AÑO 1995 QUE AYUDAN A ORDENAR LA ACTIVIDAD Y EXIGEN EL CUMPLIMIENTO DE UNA SERIE DE OBLIGACIONES QUE A SU VEZ CONLLEVAN A CREAR LAS BASES PARA EL DESARROLLO SOSTENIBLE

Es importante destacar que la aprobación de La Ley 76 (Ley de Minas) en Enero de 1995, y su Reglamento en 1997, constituyó un motor impulsor para la implementación de regulaciones para lograr una política de desarrollo sustentable en la rama minera y plasma estas bases aún en la etapa de evaluación de las reservas. .

Nuestra Ley considera los objetivos esenciales que garantizan la protección, el desarrollo y el aprovechamiento racional de los recursos minerales en función de los intereses de la Nación. A su vez tienen en cuenta los intereses de otros organismos, en especial los ambientales. La compatibilización de sus intereses con el resto de las actividades económicas es una forma de equilibrar el desarrollo de la sociedad que en definitivas juega el papel fundamental en este sentido.

Las regulaciones anteriores y toda su legislación complementaria han permitido la materialización de toda una estrategia de trabajo en la minería encaminada a lograr la



correcta planificación y ordenamiento territorial, propiciando un desarrollo armónico y sustentable y fomentando la diversificación de la economía.

A continuación citaremos algunos aspectos contenidos en nuestra legislación minera que se relacionan con la temática que nos ocupa:

- Art41,inc b plantea que los concesionarios deben preservar el medio ambiente y las condiciones ecológicas del área elaborando estudios de impacto ambiental, planes para prevenir, controlar y mitigar dichos impactos en dichas áreas afectadas por la actividad minera.
- Art41,inc e, plantea realizar las investigaciones geológicas, la explotación y el procesamiento de los minerales con tecnologías y métodos que garanticen el aprovechamiento de los minerales.
- Art42, inc b.-Realizar las investigaciones geológicas de los yacimientos de forma racional y económica teniendo en cuenta los antecedentes sobre las áreas a investigar.
- Art43, inc d plantea realizar una explotación racional con un mínimo de pérdidas y dilución.
- Artíc.. 43, inc d estipula la planificación de investigaciones geológicas necesarias para incrementar el conocimiento geológico del yacimiento y para orientar los trabajos de explotación.
- En el capítulo XI la ley establece las regulaciones para la realización del cierre de minas.
- En el capítulo 1 del reglamento de la ley, sección segunda se establecen los pasos del proceso de compatibilización con los diferentes organismos especialmente con las autoridades medioambientales.
- En el capítulo XV del reglamento de la ley se plantea la obligación del concesionario para crear una reserva financiera que tiene como objetivo el cubrir los gastos que se deriven de las labores de restauración al medio ambiente.

Así mismo la Ley 76 establece la obligación de los concesionarios de ejecutar la minería bajo un permiso ambiental. En el caso de las investigaciones geológicas es imprescindible contar con esta autorización para el inicio de las actividades y así se refleja en las Resoluciones que amparan el otorgamiento del derecho minero. El cumplimiento de las obligaciones contenidas dentro de la Licencia Ambiental para la etapa de investigación geológica no debe verse como un documento frío a cumplir, sino por el contrario debe constituir una acción proactiva en pos de proteger cada una de las especies de flora y fauna de la región y tratar por todos los medios de tomar medidas para evitar la erosión y el cumplimiento de los planes de rehabilitación.

LA EJECUCIÓN DE LOS PROGRAMAS DE INVESTIGACIÓN TOMANDO EN CUENTA LAS MEDIDAS PERTINENTES PARA LA PROTECCIÓN DEL MEDIO AMBIENTE

Es bueno reconocer que hasta mediados de la década del 90 en nuestro país la ejecución de las investigaciones no tomaban en cuenta la realización de las actividades según planes que tomaran en cuenta el cuidado del medio ambiente.

La minería del níquel en nuestro país es una actividad que en todas sus etapas, desde la exploración Geológica y hasta el cierre de minas genera grandes impactos ambientales.



Hay ejemplos fehacientes de yacimientos investigados hace más de 40 años, donde todavía no se ha realizado la minería, y sin embargo los caminos y plataformas utilizados para la perforación de los pozos no se han regenerado totalmente debido a la magnitud de la afectación en aquel entonces. Lo anterior ha obligado en estos momentos a adoptar una actitud preventiva y correctora en la protección del medio en cada una de sus fases y lograr la implementación de métodos de investigación que contribuyan a aminorar el impacto de estas operaciones mineras a niveles aceptables por la sociedad como una de las formas de lograr un desarrollo minero sustentable

Tradicionalmente el complejo de métodos de investigación ha incluido la ejecución de pozos de perforación como una de las formas más precisas para obtener los parámetros de evaluación. También el avance de labores mineras ha jugado un rol esencial en este sentido. Pero ambos métodos están acompañados de una serie de consecuencias para el medio ambiente muy marcadas.

Por lo tanto, en esta etapa, no se pretende sustituir estas técnicas lo que se quiere es que se pueda racionalizar su empleo y la toma de medidas que permitan aminorar los daños al sistema ecológico.

La perforación es una de las actividades que debe tener los mayores análisis para proceder a su empleo ya que es la que más afecta al medio ambiente, principalmente porque:

- ✓ Necesita una serie de caminos de acceso al punto definido y la construcción de plataformas muy amplias para el posicionamiento de los equipos
- ✓ Este método tan empleado y tan necesario tiene otras influencias con el medio relacionadas con el aporte a las redes hídricas de material cuando se trabaja sin tener en cuenta la delimitación de la franja protectora en las laderas.
- ✓ Además el derrame de líquidos de perforación efluentes líquidos, combustibles, aceites provocado por la propia actividad del hombre es una huella marcada al entorno donde se desarrollan estas operaciones.
- ✓ Otros elementos como el ruido que generan los equipos de perforación estimulan la migración de las especies de fauna existente en la región que es considerada como poco común para el resto del país dado la existencia de especies raras tales como La cotorra, El catey y El Toco-ro-ro.
- ✓ El trabajo con el bulldózer provoca la profundización de las plataformas y el arranque de la capa vegetal.
- ✓ La flora de la región donde se encuentran nuestros yacimientos se ha desarrollado sobre los suelos derivados de rocas ultrabásicas, las cuales debido a sus características genéticas dan lugar a un suelo resultante que posee abundantes elementos pesados y altas concentraciones de magnesio y sílice. Ello hace que la flora esté constituida por plantas endémicas que han logrado adaptarse a estas condiciones. La utilización de la perforación provoca la desarticulación de nuestra flora el cual es muy resistente a los cambios de uso del suelo.

Con relación a esta actividad en los últimos años se han aplicado o se manejan variantes que ayudarían a minimizar estos impactos:

- La construcción de las plataformas y caminos de acceso a los puntos se realiza tratando de no ejecutar el arranque de las raíces de los árboles para que haya una rápida regeneración.



- Evitar el arranque de la capa vegetal del suelo y cuando sea inevitable conservarla para emplearla en la posterior regeneración. En los últimos tiempos en el mundo se ha llevado una política consistente en la rehabilitación y reforestación posterior de las áreas afectadas la minería utilizando esta capa vegetal. Aunque han existido intentos en nuestro país por seguir esta experiencia no se ha aplicado.
- La construcción de trochas topográficas se trata de disminuir y ajustarse a las necesidades reales, así como utilizar métodos de posicionamiento que no tengan características agresivas al medio.
- Mantener una franja protectora de los ríos no menor de 25 metros.
- Tomar medidas para evitar el derrame de combustibles, grasas y otros efluentes al medio.
- Implementación de un programa de monitoreo sistemático para comparar los resultados con el estudio de línea base el cual incluye el muestreo de los ríos, el rescate de las especies afectadas de la flora y la fauna.

El estudio de las redes óptimas de perforación en los últimos tiempos ha contribuido a elevar el grado de conocimiento geológico de los yacimientos y su correspondencia con la categoría de reservas a aplicar. No obstante todos los resultados que se han obtenido indican la necesidad de una red más densa para la Exploración detallada lo cual provocaría más afectaciones del medio ambiente en este estadio. Lo anterior indica por tanto que la red de 33 * 33 m, debe realizarse en aquellas áreas donde sea necesario para la planificación de la minería a mediano plazo y los estudios de redes óptimas realizados hasta el momento se deben tomar para la preparación de aquellas reservas que se van a minar en un periodo de 1 –5 años en correspondencia con la exploración de explotación.

Los Laboreos mineros son excavaciones que tradicionalmente se han utilizado en las lateritas para determinar parámetros tan importantes como el peso Volumétrico entre otras propiedades físicas. Estas tienen como características de que las plataformas son extremadamente amplias y los desbroces en el entorno son considerables. Últimamente se han aplicado métodos que ayudan a disminuir estas consecuencias negativas:

- La obtención de los dominios geológicos posterior al modelaje integral del yacimiento permite realizar la proyección racional disminuyendo el volumen de pozos criollos ya que las áreas que sean homogéneas quedan caracterizadas por 1 o 2 pozos y no es necesario el avance de un pozo por bloque como se hacía con anterioridad.
- Por otro lado la obtención de estos parámetros de forma satisfactoria por medio de la perforación Holow –Auger disminuye el % de pozos criollos a ejecutar
- Estos laboreos mineros (trincheras, pozos criollos y canteras experimentales) si no están dentro del plan anual de minería a corto plazo hay que rehabilitarlos, porque de lo contrario favorece la erosión, formando cárcavas y trasladando estos sedimentos a las fuentes de aguas superficiales y después al mar.

RELACIÓN ENTRE LA POTENCIA MINERAL A INVESTIGAR Y EL GRADO DE DEVASTACIÓN RESULTANTE.

Nuestros programas de investigación actualmente se hacen teniendo presente el carácter no renovable de los recursos que explotamos por lo que integralmente se hace



la evaluación para la asimilación industrial futura de todos los horizontes minerales, aunque sean pequeños. Esto es una cuestión vital ya que estos 61 años de minería han traído consigo el agotamiento de las potencias más grandes y aunque la minería de por sí tiene carácter selectivo hay que aprovechar al máximo lo que tenemos como una forma de lograr un uso racional.

También es importante señalar que la investigación de potencias minerales pequeñas es directamente proporcional a una devastación areal superior ya que tenemos que investigar más áreas para obtener parámetros de evaluación representativos y esto conlleva a una afectación mayor al medio ambiente en las partes periféricas que colindan con los valles de las redes hídricas.

Anteriormente los criterios para ejecutar los métodos investigativos en estas áreas se sustentaban solamente en los resultados de las marchas rutas del geólogo que según las herramientas que tenía podía dar una idea, no siempre cierta, de las perspectivas de estas zonas. En los momentos actuales se aplican metodologías que son un arma valiosa de trabajo en este sentido que ayudan a hacer un análisis previo y aminorar o disminuir los impactos al medio:

- ✓ El estudio de fotos aéreas y fotos satélites y su interpretación, si bien es cierto que es un campo con gran desarrollo se aplica poco en el caso de las investigaciones geológicas.
- ✓ El estudio de la geomorfología es importante para orientar y proyectar las investigaciones de los yacimientos. La experiencia en las investigaciones en la región de Moa, donde las lateritas se desarrollan en relieves de pendientes moderadas hasta unos 25 grados, disminuyendo hacia el borde de las elevaciones ha demostrado una relación directamente proporcional entre el perfil predominante, la mineralización existente y la productividad de cada una de las áreas.
- ✓ También en este caso la obtención de un modelo integral del yacimiento permiten que la planificación de la investigación tenga en cuenta aquellas condiciones de relieve que son desfavorable para el desarrollo de las cortezas.
- ✓ La utilización de la geofísica es un arma muy valiosa para evaluar estos horizontes minerales pequeños.

TRABAJOS DE INVESTIGACIÓN DENTRO DE SISTEMAS DE ÁREAS PROTEGIDAS

En aquellas áreas frágiles o con valor de preservación hay que realizar las investigaciones con mucho más cuidado, tratando de preservar sobre todo las especies de la flora y la fauna autóctona.

Algunos de nuestros yacimientos, incluso concesionados a empresas del territorio y la mayoría de nuestras Áreas mineras reservadas están enclavadas dentro de sistemas de áreas protegidas incluso algunas de relevancia internacional consagradas a la protección y mantenimiento de la diversidad biológica y los recursos naturales ..

En estos casos la política ha sido en todo momento el de compatibilizar los intereses de la minería y el medio ambiente ya que las bases para un desarrollo sostenible no pueden partir de un uso hegemónico del suelo por la minería sino que es indispensable lograr la confluencia de intereses en el área.



Podemos citar por ejemplo como los yacimientos Camarioca Sur y Piloto, este último con un volumen de recursos considerable fue otorgado a Moa Níckel S.A. el 21 junio 1996 en cumplimiento de una obligación contraída anteriormente por el Estado Cubano con la Empresa Mixta, actualmente se encuentra paralizado por veto ambiental al encontrarse dentro de los límites del Parque Alejandro de Humboldt y la Reserva de la Biosfera Cuchillas del toa

En el yacimiento Piloto para realizar algunos trabajos de detallamiento en el año 1996 se tomaron medidas estrictas y excepcionales de carácter medioambiental con la aprobación de las Autoridades Ambientales. Estas medidas incluyen un monitoreo que se viene realizando aun en esta fecha que ha comprobado que la rehabilitación natural después de haberse realizado la exploración se haya logrado en gran magnitud y la vegetación autóctona se ha recuperado considerablemente.

CONCLUSIONES

1.-. Hasta inicios de la década de los 90 las exploraciones geológicas estuvieron apoyadas en patrones preconcebidos y en concepciones geológicas derivadas de los resultados valiosos (para la etapa) de los levantamientos regionales desarrollados por Adamovich y Chejovic, realizados a inicios de la década del 60, que no tenían en cuenta medidas para prevenir, minimizar, contrarrestar y mitigar los impactos producidos al entorno dónde se desarrollaban las investigaciones.

2.-Las características propias de cada uno de nuestros yacimientos, su condición de recursos no renovables y la necesidad de trabajar en aras de un desarrollo equilibrado, ha obligado en los últimos tiempos a buscar desde el mismo inicio de la prospección geológica metodologías que permitan obtener índices de sostenibilidad desde el punto de vista ecológico, social y económico.

3.-A partir del año 93, dadas las irregularidades presentadas principalmente en los procesos de asimilación de los yacimientos por las plantas, la necesidad de dirigir más certeramente las investigaciones y la obligación de contribuir a la protección del medio ambiente los programas de investigación han tomado otras vertientes todas encaminadas a lograr que la sostenibilidad de la minería del níquel se tenga en cuenta aún desde la fase de prospección y exploración de los yacimientos.

4.-El conocimiento de las regularidades y las variabilidades de los depósitos es una premisa fundamental para la realización satisfactoria de la minería y de los procesos metalúrgicos y es por tanto es de importancia fundamental el lograr la correcta modelación de sus regularidades estadísticas y determinísticas para obtener modelos que contribuyan a realizar una explotación más racional del mineral la cual se define en una mejor confirmación, extracción con un mínimo de pérdidas, delimitación de los contactos, todo ello para mantener la estabilidad del mineral que se envía al proceso y lograr niveles de eficiencia metalúrgica satisfactorios..

5.-La integración de los modelos permiten seleccionar los dominios geológicos de los yacimientos que definen zonas geológicas y estadísticamente uniformes, lo cual es fundamental para realizar el cálculo de los recursos de una forma más precisa y para orientar las labores mineras futuras.



6.-La selección de los dominios geológicos en nuestros yacimientos ha sido una cuestión fundamental para la introducción de nuevas técnicas para la determinación de los pesos volumétricos por litológica - profundidad .

7.-Los métodos de avance permiten obtener una racionalización de la red de perforación, minimizando los impactos que pudieran ser aportados por los equipos de perforación al medio ambiente, una mayor rapidez en la ejecución, interpretación y respuesta .

8.-Las metodologías que permiten realizar la actualización de las reservas minerales de nuestros yacimientos a través de criterios económicos tienen como ventajas principales la actualización dinámica de los recursos, la posibilidad de tomar decisiones operativas de acuerdo a situaciones específicas, un alargamiento de la vida útil de los yacimientos y una menor afectación al medio ambiente.

9.- El cumplimiento de las obligaciones contenidas dentro de la Licencia Ambiental debe constituir una acción proactiva en pos de proteger cada una de las especies de flora y fauna de la región y tratar por todos los medios de tomar medidas para evitar la erosión y el cumplimiento de los planes de rehabilitación.

10.-La sustitución de las técnicas de investigación agresivas por las nuevas metodologías de estudio permiten racionalizar los volúmenes de exploración y la toma de medidas que permitan aminorar los daños al sistema ecológico.

11.-En aquellas áreas frágiles o con valor de preservación hay que realizar las investigaciones con mucho mas cuidado, tratando de preservar sobre todo las especies de la flora y la fauna autóctona.



Bibliografía

- Campo Cordero Marta.2002 "Minería sostenible, prácticas compatibles con la legislación cubana".
- Campo Cordero Marta 2004 "Marco regulatorio de la actividad minera republica de cuba"-
- Campo Cordero Marta 2004 "Sustentabilidad de la minería del níquel en cuba"
- Gaceta oficial Republica de Cuba, 1995 Ley 76 ley de minas,
- Gaceta oficial Republica de Cuba, 1999 Ley 81 sobre Medio Ambiente.
- Guerra Correoso, Vilma 2003 Informe misión a España .
- Guerra Correoso, Vilma 2004 "La minería del níquel en el contexto del ordenamiento territorial de moa".- Evento Ordenamiento territorial, Santiago de Cuba
- Lavaut Copa, Waldo, 2002 Informe geológico final de la Exploración del yacimiento Yagrumaje Norte por la red 33.33X33.33 M y en los Bloques 0757 y 0758 por la red 23.5X23.5.
- Lavaut Copa,Waldo 2003 Informe final de la Exploración detallada del yacimiento Yagrumaje Norte(10 bloques en red de 23*23 metros)-
- Red CYTED, 2001 Trabajos presentados sobre la temática del ordenamiento territorial en el año 2001 en el encuentro de Mendoza , República Argentina.
- Red CYTED 2002.Trabajos presentados en el evento sobre ordenamiento territorial ,red Cyted Moa,Cuba
- Rodríguez ,Adys 1999 Informe Temático Metodológico Experimental "Completar la información Geólogo-Tecnológica en las Lateritas".Informe completar la información geólogo tecnológico en las lateritas 1ra Etapa.Moa
- Rodríguez ,Alina 2000 Tesis Doctoral de (Capitulo I) Caracterización Geomorfológica de la región de moa.
- Vera,Ortelio -2001 Tesis Doctoral de (Capitulo I):Metodología para el estudio de las redes de exploración óptima de corteza de intemperismo. Moa.



CARACTERÍSTICA DE LA MINERALIZACION NIQUELIFERA EN MUESTRAS TECNOLÓGICAS DE CORTEZAS DE INTEMPERISMO APLICANDO TÉCNICAS MODERNAS.

Ileana Cabrera Díaz ⁽¹⁾, José A. Alonso ⁽¹⁾, Joelis Rodríguez Hernández ⁽¹⁾, Emilio Montejo ⁽¹⁾, Enrique Torres ⁽²⁾, Antonio Águila ⁽¹⁾, Teresa Navarro ⁽¹⁾, Maria C. Rivas ⁽¹⁾

(1) Carretera de Varona # 12028 Capdevila Boyeros, Ciudad de La Habana, Cuba, E-mail cipimm@ip.minbas.cu

(2) CIMAV, México E-mail enrique.torres@cimav.edu.mx

RESUMEN:

En el presente trabajo se exponen las características fundamentales de la mineralización niquelífera de las cortezas de intemperismo ferroniquelíferas que se desarrollan sobre rocas ultrabásicas del Peniplano Camagüey del yacimiento "San Felipe", para el mismo se tomaron como referencia 4 muestras tecnológicas de diferentes características químicas - físicas lo cual nos permitió delimitar la distribución del níquel como elementos útil en los minerales y determinar cuantitativamente el aporte del mismo por las arcillas Smectíticas como mineral predominante en las muestras de este yacimiento estos resultados les facilitan a los tecnólogos proponer diferentes variantes tecnológicas para el procesamiento de las menas, todo este estudio se realizó mediante la combinación de métodos analíticos y técnicas instrumentales como son:

Análisis granulométrico por técnicas y sedimentación en medio acuoso, Análisis mineralógico por Microscopía óptica, Análisis químico de elementos mayoritarios (Si, Al, Mg, Fe, Ni, Co, Mn y Cr), 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.

Los resultados que se obtienen demuestran que las principales fases portadoras de Ni y Co en el yacimiento lo constituyen las arcillas Smectíticas (Nontronita y montmorillonita), serpentina y óxidos e hidróxidos de hierro. Como aspecto relevante se detecta en el yacimiento el mineral Ernieniquelita, fase portadora de Mn - Ni y la Trevorita; una espinela Fe - Ni muy semejante a la magnetita.

ABSTRACT

Main characteristics of the nickel mineralization, developed in ferronickeliferous gossans are exposed at the present work. The main mineralization is hosted on ultrabasic rocks, in "San Felipe" ore deposit, province of Camagüey.

For the study four technological samples of different chemical and physical characteristics were collected. The results allowed to define the distribution of the nickel element in the studied minerals and to determine the quantitative contribution of the Smectites clays, as a predominant mineral in the samples from this location. These results facilitates the technologists to propose different technological variants for the ores processing.

The whole study was carried out by the combination of analytic methods and instrumental technics like:

- Granulometric analysis.
- Mineralogical Analysis by optic microscopy.
- Chemical Analysis of major elements (Si, Al, Mg, Fe, Ni, Co, Mn and Cr).
- Electron Microscopy Analysis of major elements.
- X rays Dispersive Spectrometry.
- X rays diffraction qualitative phase analysis by a powder method.



- Thermal Analysis (DTA, DTG, TG).

The obtained results demonstrate that the main Ni and Co ore phases in the location are the Smectites clays (Nontronite and montmorillonite), serpentine and iron oxides and hydroxides. As an outstanding aspect it is detected in the location the mineral Ernie nickelite, a Mn and Ni phase, Trevorite; a Fe and Ni spinel very similar to the magnetite.

INTRODUCCIÓN

La industria del níquel es una de las principales fuentes de riquezas de Cuba y los depósitos de lateritas niquelíferas son su más importante recurso mineral. Cuba cuenta con amplias reservas de Ni en cortezas de intemperismo lateríticas que se localizan en varios depósitos del macizo oriental Moa – Baracoa y en la actualidad estudios realizados a los depósitos de “San Felipe” localizados en el peniplano Camagüey nos revelan interés económico para el país por sus amplias reservas de Ni, este es el objeto de estudio de este trabajo.

Las características de la mineralización arcillosa niquelífera en los minerales de corteza de intemperismo laterítica varían de un depósito a otro y son muy heterogéneas, por lo que muchos casos los análisis químicos no son suficientes para la caracterización de las menas. Por lo tanto, los estudios de Mineralogía Analítica que se proponen realizar en el yacimiento “San Felipe” son importantes por una razón fundamental. Los depósitos ferroniquelíferos cubanos del macizo Moa – Baracoa presentan características geológicas y mineralógicas diferentes a los del Peniplano Camagüey, de modo que las experiencias tecnológicas acumuladas en las plantas metalúrgicas cubanas no son enteramente aplicables al mismo.

El objetivo general de este estudio consiste en determinar la composición sustancial y las principales fases portadoras de Ni en muestras tecnológicas de cortezas de intemperismo del yacimiento “San Felipe”, mediante todo el complejo de métodos analíticos y técnicas instrumentales que se emplean en las investigaciones sobre Mineralogía Tecnológica.

MATERIALES Y MÉTODOS

Toma de muestras tecnológicas.

Las muestras fueron seleccionadas sobre la base de diferentes criterios; San Felipe II se dividió en las muestras B4/B5, B6 y M5/M6 que significan B – depósitos con contenidos bajo de magnesio y M – depósito con contenidos medio de magnesio, las cuales cubren la mayor potencia del material útil es decir que según lo estudiado los mayores contenidos de Ni por grado y potencia se encuentran asociados a los materiales de bajo y medio MgO, representando aproximadamente el 93% de la mineralización, San Felipe III y IV son muestras compósitos de las anteriores estudiadas, resultado del estudio de la clasificación del MgO con el objetivo de realizar trabajos de revisión de pozos para establecer las principales diferencias microscópicas entre los diferentes tipos de MgO, especialmente los portadores de la mineralización (medio y bajo).

Equipos, ensayos físicos, métodos analíticos y condiciones experimentales seleccionadas.

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°(20). Todos los registros se hacen según variante intermitente (punto a punto), paso angular: 0.1°, 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, α -Al₂O₃ calcinada como material de referencia, atmósfera del horno: aire; sensibilidad de los canales: ATD: 250 μ V, TG: 500 μ 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°C / min, temperatura máxima alcanzada: 1000°C.

El Análisis Termogravimétrico (TG) cuantitativo se realiza mediante la construcción de una curva de calibración y la preparación previa de diluciones de la arcilla nontronítica (fracción enriquecida, 85 % mineral) en una matriz de cuarzo en contenidos de 6.25, 12.5, 25, 50 y 75 % un peso del mineral arcilloso.

Los contenidos de arcilla esmectítica del tipo montmorillonita se calculan mediante la pérdida del agua hidroxílica (estructural) del mineral en el intervalo de 500 y 550 °C utilizando la ecuación de regresión propuesta por Alonso y Vega (1990) y esta misma ecuación es utilizada en el cálculo de la serpentina, la Goethita por la ecuación que plantea González y col. (1984), Los contenidos de arcilla nontronítica se calculan a partir de la expresión propuesta por Alonso y Rodríguez – Hernández (2001)

Por ultimo la arcilla del tipo clorita se calcula de forma semicuantitativa a partir de la termoreacción del mineral hidratado y la correspondiente pérdida de peso que se asocia al agua estructural del mineral, cuyo factor térmico de cálculo es de 7.7, en el entorno de temperatura cercano a los 580°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 y minerográficas se determinaron a través de secciones delgadas y pulidas 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 cálculo 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 de cabeza del yacimiento "San Felipe" donde se puede establecer que los contenidos de níquel que oscilan entre 1,34 y 1,69% se asocian fundamentalmente a silicatos de composición silicio-férrica como son las esmectitas del tipo Nontronita, aunque debemos plantear que los contenidos de SiO₂ se encuentran elevados por la presencia de sílice amorfa (ópalo, calcedonia, marshalita) según criterios de Formell(2003). También podemos decir que las muestras corresponden a bajo y medio magnesio (5).

Tabla I. Resultados de la caracterización química de las muestras de cabeza.

Identificación	Elementos Mayoritarios (%)					
	Ni	Co	Fe	SiO ₂	MgO	Al ₂ O ₃
B4 + B5	1.34	0.075	24.9	45.4	4.75	4.35
B6	1.63	0.052	21.7	54.2	6.66	3.55
M5 / M6	1.69	0.035	15.0	47.0	13.67	3.01
S.F. III	1.55	0.060	17.44	45.90	4.27	2.7
S.F. IV	1.67	0.045	22.09	43.03	5.68	2.31

Difractometría de rayos x.

Las muestra B4/5, B6, M5/6, San Felipe III y IV están compuestas fundamentalmente por Serpentina, Smectita, Magnetita, o Trevorita, Hematita, Goethita y Cuarzo. Se detecta además en menor proporción óxidos de manganeso y un mineral del grupo de las Cloritas, ejemplo de los difractogramas se muestran en la figura 1.

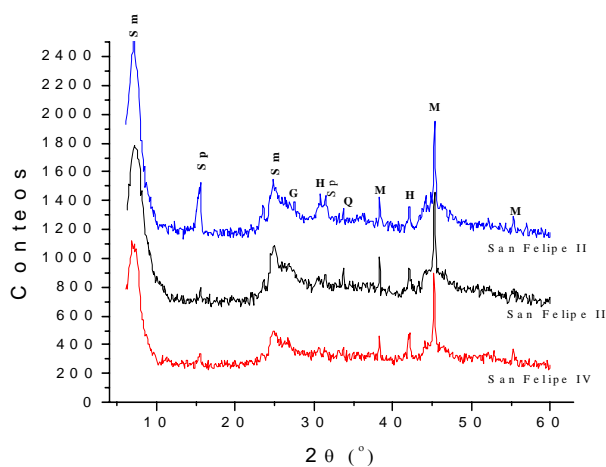


Figura 1. Difractogramas de DRX de las diferentes muestras.

Posteriormente se profundizó en la caracterización del mineral de manganeso. Con tal propósito se separó de la fracción gruesa de la muestra SF IV un mineral de color negro con inclusiones de óxidos de hierro el cual presenta el siguiente patrón de RX (ver tabla II y figura 2).

Tabla II. Valores de DRX reportados por Grice J. para el mineral Ernieniquelita

# PDF 46-1476 Ernieniquelita $\text{NiMn}_3\text{O}_7 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$		
d (Å)	2θ (°)	I/I _o
6.8400	16.272	100
4.0100	27.939	20
3.4400	32.688	10
2.7480	41.252	10
2.5330	44.936	10
2.4420	46.707	10
2.3940	47.701	10
2.2190	51.729	30
1.8840	61.836	20
1.7750	66.099	10
1.5750	75.848	20
1.4190	86.029	10

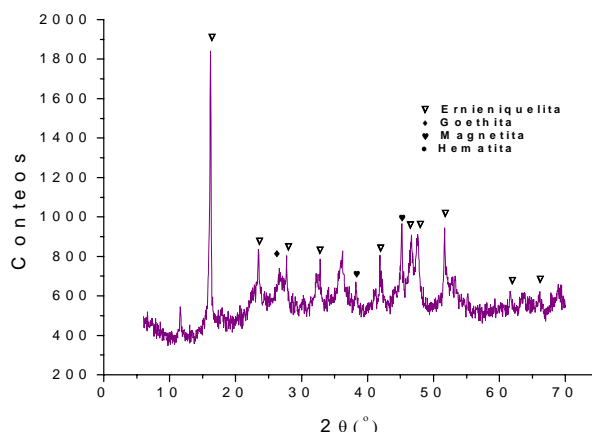


Figura 2. Patrón de difracción de rayos X de la fracción gruesa en la muestra SF-IV.

Como se puede observar en la figura 2, el patrón de difracción de Rayos X para la fracción gruesa de la muestra "San Felipe" IV, está constituido fundamentalmente por el mineral Ernieiquelita $\text{NiMn}_3\text{O}_7 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$ (# PDF 46-1476), además de presentar magnetita o trevorita, goethita, hematita y una fase de Mn semejante a la Todorokita; por lo que dicha muestra no es un monomineral, hecho que explica el fuerte entrecrecimiento de los minerales que la constituyen. El mineral Ernieiquelita fue reportado por primera vez en el mundo por Grice J. y colaboradores (1994) y es en el yacimiento "San Felipe" donde se reporta por primera vez en Cuba.

Caracterización Termoanalítica.

Los resultados de la evaluación termoanalítica de las muestras de San Felipe presentan las siguientes particularidades según criterios de Ivanova, Mackenzie, y Smykatz-Kloss entre otros.

En los termogramas ATD, DTG y TG de los tipos tecnológicos SF III y IV que corresponden a la muestra de cabeza y la fracción menor de 0.074 mm (fig 3 y 4) se observan dos efectos endotérmicos, uno muy intenso a temperatura pico (T_p) de 140 °C que se atribuye a los procesos de pérdida de agua: entre capas, enlazada a iones intercambiables y del agua estructural (T_p 450°C) de las arcillas smectíticas dioctaédricas, aunque en este caso particular se trata del mineral nontronita por la posición del endoeffecto del agua estructural en la curva ATD (Ivanova, Mackenzie, y Smykatz-Kloss entre otros). En las muestras se detectan además los pequeños endoeffectos de pérdida de agua estructural de las arcillas esmectíticas (montmorillonita rica en iones Fe^{3+}); T_p de 520°C; clorita T_p 580°C y serpentina; T_p 620°C respectivamente. Por último, se aprecia el exoeffecto de la transformación estructural y formación de una nueva fase del mineral a la temperatura de 920 °C característico de ambas esmectitas y un pequeño efecto endotérmico producto de la salida del agua hidroxílica del oxihidróxido goethita a la temperatura pico de 300°C. Es importante señalar que en la muestra SF III es donde se observan con mayor intensidad los efectos térmicos de la nontronita lo que indica en este caso mayores contenidos para esta fase y que se acentúan en la fracción menor de 0.074 mm.

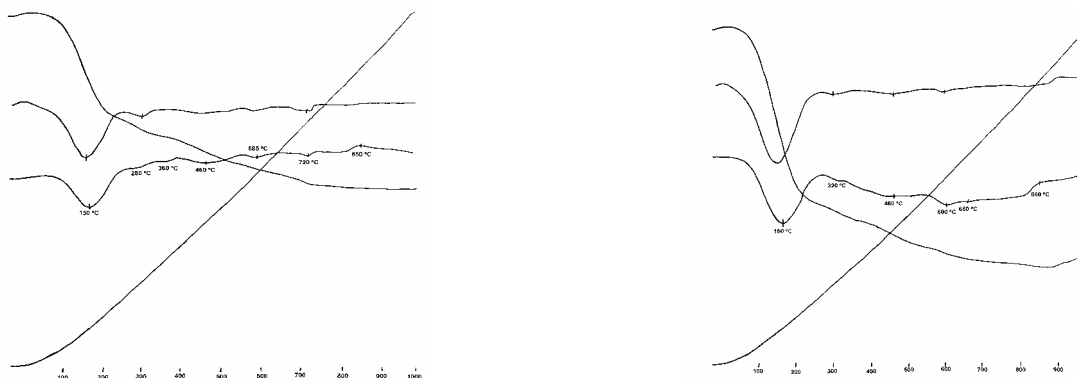


Figura 3 y 4. Termogramas de las fracciones -0.074 mm de las muestras de SF III y IV

Los resultados del análisis cuantitativo mediante la variante TG demuestran los contenidos elevados de nontronita y bajos de otras impurezas minerales (montmorillonita, clorita, goethita y serpentina) los que se incrementan en la fracción menor de 0.074 mm por tratarse de arcillas. En la tabla III se recogen los resultados de la determinación termogravimétrica cuantitativa de las muestras evaluadas, mineral cabeza y fracción -0.074 mm.

Recálculo Mineralógico.

Para facilitar el estudio mineralógico fue necesario apoyarnos en un análisis granulométrico vía húmeda ya que por vía seca se demostró que no es posible separar mediante una clasificación directa en el yacimiento ninguna fracción, pues existen en las fracciones gruesas una gran cantidad de finos aglomerados con alto contenido de níquel que dan uniformidad al contenido de dicho metal en todas las fracciones 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 presentes en las muestras de objeto de estudio.

- **Óxidos e hidróxidos de hierro.** Los principales minerales de hierro en la Mena son la goethita e hidróxidos amorfos. Estos minerales se encuentran finamente entrecrecidos y forman las concreciones o pisolitos (perdigones) que observamos en las fracciones gruesas, y los agregados terrosos (limonita) que se concentran en las fracciones finas, mezclados con las smectitas. Las concreciones son más abundantes en la muestra B4 – B5 y están ausentes en la muestra M5, San Felipe III y IV.

En menor cantidad se encuentra la magnetita o trevorita mientras que en la muestra IV es significativo el porcentaje (12.75), en forma de granos esqueléticos, octaédricos redondeados o láminas libres en las fracciones finas, y como finas inclusiones en la serpentina en fracciones gruesas.

- **Minerales de serpentinita.** En todas las muestras se encuentra la serpentina, variedad



Antigorita en cantidades variables, siendo más abundante en las fracciones gruesas. El mayor contenido de serpentina se observa en la muestra M5 / M6 perteneciente a San Felipe II y se han encontrado cantidades insignificantes de Crisotilo. La serpentina aparece alterada, con la formación de finas vetillas y nidos de Nontronita y clorita, en la figura 5 representa una imagen del mineral serpentina.

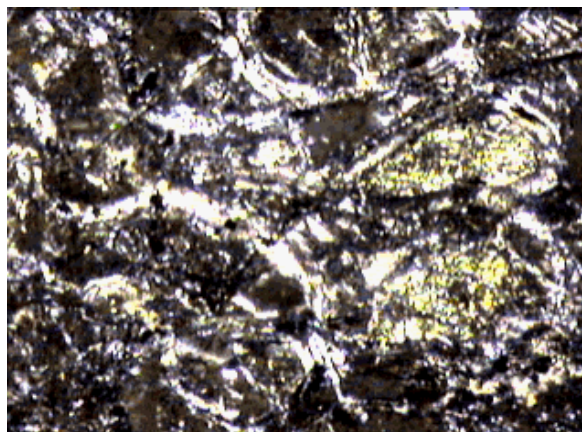


Figura 5. Imagen del mineral serpentina, Nicoles X, aumento 100^x.

- **Smectitas.** Los minerales de smectitas (montmorillonita - Nontronita) constituyen una parte considerable de todos los tipos litológicos. Son agregados y escamas de color verde amarillento a parduzco con brillo céreo característico. La cantidad de estas aumenta en las fracciones finas, observándose porcentajes significativos en las fracciones gruesas en las muestras III y IV asociados a la serpentina como producto de alteración. Estos minerales probablemente son los principales portadores de níquel en las menas.

- **Clorita.** En todas las litologías se encuentra la clorita, la que frecuentemente está mezclada con las smectitas en las fracciones finas, aunque en las fracciones gruesas se observa en forma de escamas aisladas y como alteración de la serpentina fundamentalmente en la muestra IV. Según las investigaciones del Museo Británico de Historia Natural y las realizadas en el CETEM Brasil, la clorita también es portadora de níquel aunque en estas muestras la cantidad no es significativa, localmente puede originar concentraciones mayores. En el pozo SF018 estudiado en el CIPIMM se apreciaba considerable cantidad de clorita.

- **SiO₂ libre.** Los minerales de sílice son ópalo o calcedonia y cuarzo. El ópalo o calcedonia se observa en costras, láminas y fragmentos irregulares, raras veces en agregados globulares. Frecuentemente presenta dentritas de óxidos de manganeso. El cuarzo está en forma de pequeños cristales y granos irregulares. El ópalo predomina en las fracciones gruesas, en tanto que los cristales de cuarzo son más abundantes en las fracciones finas en esta fracción también se puede observar sílice libre pulverolenta (marchalita) la cual aparece en bandas como pseudoestratificaciones en la masa de los ocreos no texturales. La marchalita es un fino polvo de sílice de color blancuzco amarillento Formell(2003).

Otros minerales presentes en pequeñas cantidades son la moscovita, cromita y los óxidos de manganeso que posteriormente fueron identificados por DRX y MEB – EDAX.

Los resultados de la caracterización mineralógica de las 3 muestras tecnológicas



se muestran en la tabla III.

Tabla III. Cuadro comparativo de las diferentes muestras estudiadas.

MINERAL	B4+B5	B6	M5/M6	S.F.III	S.F. IV
Biotita	0.33	0.56	0.00	0.24	0.0
Cromita	1.34	2.56	2.69	0.54	2.66
Fe concentrado	4.01	0.34	0.00	0.00	0.0
Clorita	3.58	3.65	3.98	0.13	2.28
SiO₂* libre	18.54	19.99	5.89	15.02	12.05
Limonita**	22.97	14.08	11.63	10.05	7.92
Magnetita	6.26	6.97	3.81	5.27	12.75
Moscovita	0.00	0.00	0.90	0.00	0.35
Smectita	41.03	48.18	38.80	58.58	49.11
Oxidos de Mn	0.69	0.62	0.45	1.95	2.03
Serpentina***	1.24	3.08	31.30	8.22	10.85
Total	99.99	100.02	99.45	100.00	100.00

Análisis Microestructural.

En el anexo figuras 6 se presenta la micrografía MEB de las muestras de San Felipe donde se aprecia las morfologías de las arcillas smectíticas en forma de partículas xenomórficas con algunos bordes doblados (MEB) y placas con tendencia a formar agregados y listones típicos de la arcilla nontronítica (32).

Los resultados del microanálisis que se realizan por MEB –EDAX en las muestras (Tabla IV) demuestran la presencia de una arcilla del grupo de las smectitas tipo nontronita, dado en las relaciones Si / Fe, Si / Mg y Si /Al como plantean Ivanova y Nemecz . Se destaca en dichas muestras los bajos contenidos de Al y Mg que caracterizan al mineral nontronítico de “San Felipe” y al que corresponde un contenido máximo de Ni del 1.62 %. Se detectan además los bajos contenidos de Cr, Mn y Ca en la arcilla.

Tabla IV. Resultados promedios del microanálisis de 5 partículas minerales de arcilla nontronítica en las muestras SF III y IV del yacimiento “San Felipe”.

Elemento	Si	Fe	Al	Mg	Ca	Mn	Cr	Ni
% en peso	24.92	21.52	1.52	2.37	0.76	0.37	0.75	1.62

En el anexo figura 7 se presenta el espectro MEB-EDAX de una partícula de arcilla nontronítica de “San Felipe”.



Por su parte, el espectro EDAX que arroja una partícula de mineral de Mn se vincula al mineral Ernieniquelita ($\text{NiMn}_3\text{O}_7 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$) y se encuentra entrecrecido con la arcilla nontronítica de pequeño tamaño de partícula anexo figura 8.

Con relación al mineral trevorita (NiFe_2O_4), una espinela que presenta un patrón de DRX muy semejante al de la magnetita, por lo que es muy difícil discernir su presencia en el yacimiento "San Felipe" por esta técnica analítica solamente, y aún cuando existen más de dos fases presentes en los difractogramas, como es nuestro caso. En el espectro EDAX que se obtiene para una muestra de San Felipe anexo figura 9, se aprecia que al aumentar el contenido de hierro se incrementa también el de Ni y se detectó por RX magnetita o trevorita, pensamos que para tales contenidos de espinela (5-8 %), no puede tratarse de un mineral tipo magnetita donde el Ni estaría sustituido isomórficamente por Ni en la estructura cristalina, pero si se justificaría tratándose de una fase de Ni propia como lo es la trevorita y por ello la damos como probable en el yacimiento.

Con el propósito de investigar otras fases minerales portadoras de Ni en el yacimiento, se obtuvieron espectros EDAX de tres partículas minerales: óxidos de hierro, mineral serpentinitico y una espinela de cromo que se encuentra entrecrecida con el óxido de hierro ver figura (17,18). Se comprueba que para el caso de la cromita y el óxido de hierro no existe aporte de Ni, no así en el caso de la serpentina la cual contiene un 2,4 por ciento del elemento.

Por lo tanto, se demuestra por MEB-EDAX que las principales fases portadoras de Ni en el yacimiento San Felipe son: Nontronita, Serpentinicas, Ernieniquelita y trevorita, pero la mayor contribución lo constituyen las arcillas, puesto que los mayores porcentajes en peso de mineral están dados por la Nontronita (ver tabla III), del mismo modo se comprueba que la cromita y los óxidos de hierro (hematita, goethita) en general es insignificante el aportan níquel a las menas.

Por último, queda demostrado en este trabajo la utilidad del empleo de la Microscopía Electrónica en sus diferentes variantes para la caracterización de minerales en cortezas de intemperismo lateríticas, de ahí su necesaria inclusión dentro del paquete analítico de Mineralogía Tecnológica como una técnica instrumental de vital importancia en dichos estudios.

CONCLUSIONES

1. Los minerales del yacimiento San Felipe se encuentran muy intemperizados y esto hace que en su composición química existan alteraciones significativas que dificulta la identificación de los mismos.
2. El contenido de Ni en las muestras estudiadas fluctúa entre 1.14- 1.70% y de MgO 4.75- 13.67.
3. La composición granulométrica de las muestras se caracteriza por un alto contenido de las fracciones finas (52-76% -0.074 mm) debido al predominio de los minerales arcillosos en su composición, siendo estos los principales portadores de Ni, y debido a esto el mismo se recupera entre un 57-85 en la fracción -0.074 mm.
4. Los minerales predominantes son: aluminosilicatos del grupo de la smectita (nontronita), óxidos de hierro, serpentina, clorita, sílice amorfa y cuarzo.
5. En el estudio mineralógico realizado a las muestras tecnológicas se encontró en las fracciones gruesas de la muestra SF IV el mineral Ernieniquelita, un óxido de manganeso



y níquel hidratado el cual se encuentra muy entrecrecido con los restantes minerales de manganeso y por lo tanto no fue posible determinar sus propiedades físicas.

6. Las fases minerales propias de Ni identificadas fueron: la Trevorita y Ernieniquelita y se encuentran fundamentalmente como inclusiones dentro la nontronita, óxidos de manganeso, óxidos de hierro y serpentina.

7. Se comprueba que para el caso de la cromita y el óxido de hierro no existe aporte de Ni, no así en el caso de la serpentina la cual contiene un 2,4 por ciento del elemento.

8. Por MEB- EDAX, se demuestra que la arcilla nontronítica de San Felipe contiene 1,62 % de Ni y constituye la principal fase portadora del elemento en el yacimiento.

RECOMENDACIONES:

1. Se recomienda seguir profundizando en el estudio de la fracción arcillosa menor de 2µm para estudiar la posibilidad de detectar otros tipos de arcillas en el yacimiento que puedan ser portadoras de Ni.

2. Dada la composición mineralógica del yacimiento eminentemente arcilloso-smectítica, las diferentes variantes tecnológicas para el procesamiento de las menas a proponer, deben tener en cuenta las propiedades físico-químicas de éstas arcillas (reología, hinchabilidad, etc) con el objetivo de preparar las pulpas.

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.
- 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 níquelíferas", 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.
- Nemezc 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 ferroníquelíferas 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



ANEXOS

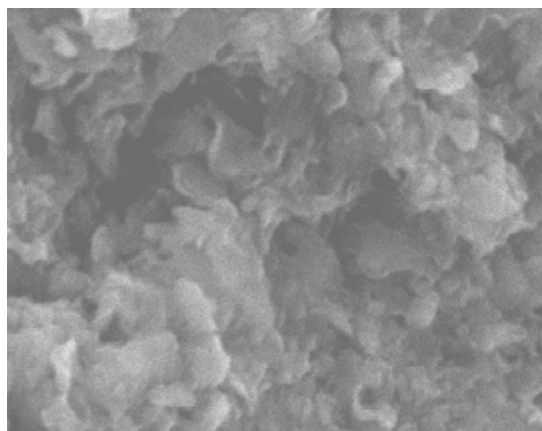


Figura 6. Micrografía de Microscopía Electrónica de Barrido de la muestra San Felipe III.

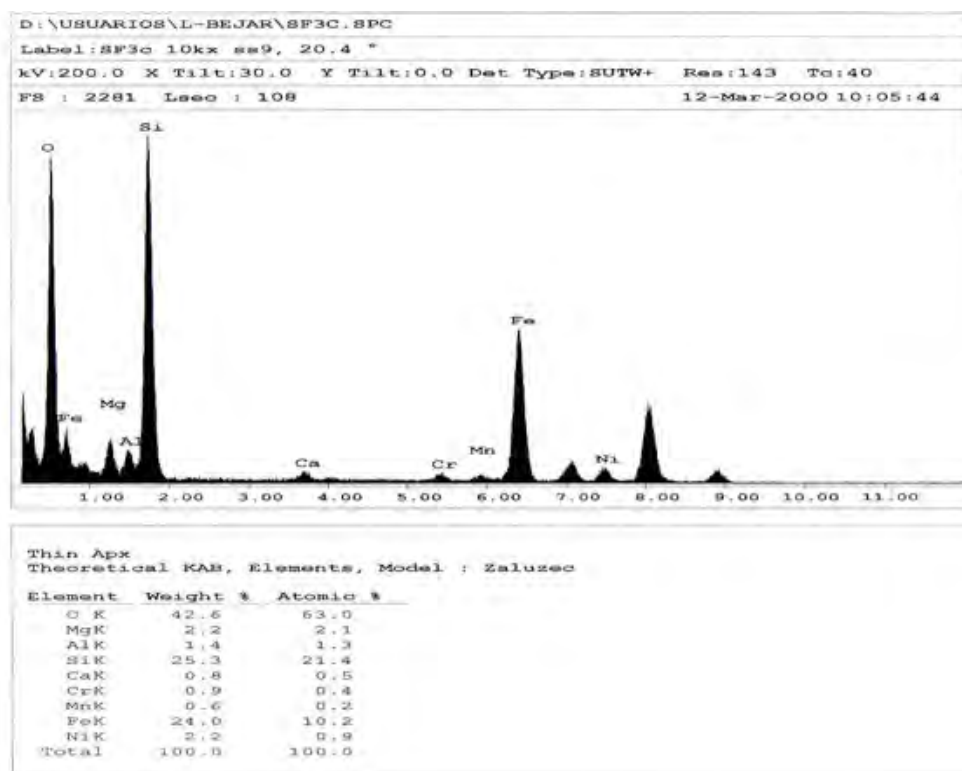


Figura 7. Espectro MEB – EDAX de una partícula de Nontronita de SF

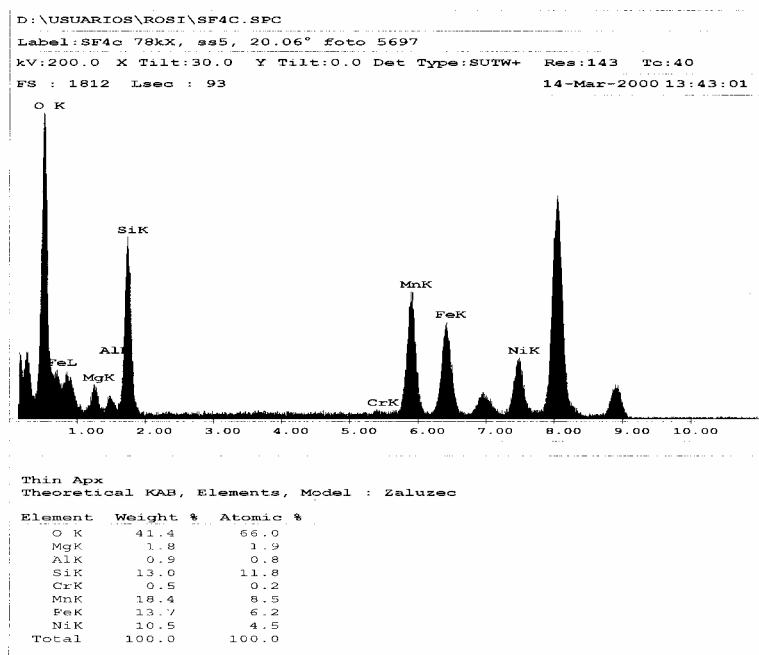


Figura 8. Espectro MEB – EDAX de una partícula con alto grado de interasociación entre la Nontronita y la erniequelita .

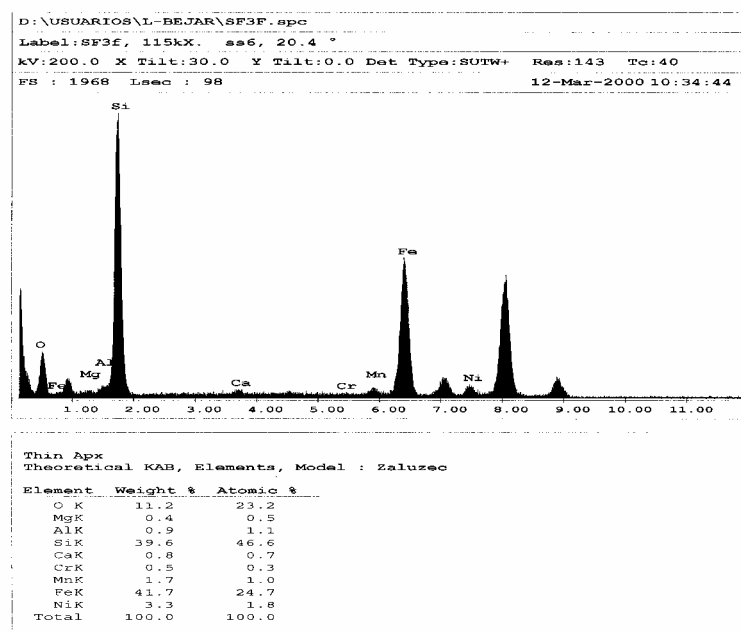


Figura 9. Espectro MEB – EDAX de una partícula de Nontronita y Trevorita (NiFe_2O_4).

ACTUALIZACIÓN MEDIOAMBIENTAL ECRRL- NICARO/2004

Ing. Luis R. Castillo (1), Ing. Martha Martín Mata(2), Ing. Raquel Hernández(3).

1) Jefe de Departamento de Preparación Minera UEB Minas

2) Especialista Medioambiental UEB Tecnología ECRRL

3) Directora UEB Tecnología ECRRL

Filial Nicaro de la Sociedad Cubana de geología

El trabajo consta de dos partes y se materializa con la finalidad de exponer resumidamente la gestión ambiental acometida durante 60 años de explotación y procesamiento metalúrgico de la materia prima mineral de lo yacimiento ferro-cobalto-niquelíferos de la actual empresa Cmdte René Ramos Latour así como su proyección futura en tan importante contexto. Las partes integrantes son:

- **Afectación minera. Rehabilitación de terrenos minados:** Se presentan las cifras de afectaciones mineras a los suelos durante 60 años de operaciones mineras, el estado, el ritmo y las perspectivas de la rehabilitación técnica y biológica, así como las principales investigaciones, experiencias, Proyectos, contratos y costos de dicha actividad.
- **Trabajos realizados para disminuir el Impacto Ambiental de la industria:** Se detallan y valoran los resultados de las principales medidas (inversiones) para disminuir la contaminación del medio por la actividad industrial, sus resultados, logros y estrategias.

ESTUDIO Y TENDENCIA DE PATENTES NIQUELÍFERAS CUBANAS

Ing. Isis Hernández Acosta⁽¹⁾; Lic. Maritza Romero Fernández, ⁽¹⁾Lic. Ismari Salgado Machín,⁽¹⁾ Dr. José Castellanos Suárez, ⁽¹⁾Téc. Cristina Vigoa Morales,⁽¹⁾ Lic. María del Carmen Pérez,⁽¹⁾ Téc. Tania Vigoa Morales ⁽¹⁾

(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero-Metalúrgica (CIPIMM)

RESUMEN

El presente trabajo tiene como objetivo analizar la tendencia tecnológica de las invenciones cubanas en procesos hidrometalúrgicos dedicados a la metalurgia extractiva de los minerales oxidados de níquel. Muestra una panorámica en el transcurso de los años hasta la actualidad indicando hacia donde fue dirigida la innovación en los procesos de obtención de níquel de los minerales lateríticos por el método de lixiviación carbonato amoniacal empleado en la Empresa "René Ramos Latour" (Nícaro) y por el método de lixiviación a presión con ácido sulfúrico de la Empresa "Pedro Soto Alba" en (Moa).

Aparece reflejado un análisis de tendencia de patentes del CIPIMM dedicadas fundamentalmente a la mejora en el proceso de lixiviación ácida de los minerales lateríticos a métodos mejorados en la separación de níquel y cobalto de soluciones amoniacales entre otros procesos.

➤ También se refleja los países que han obtenido patentes de invención relacionadas con los procesos de níquel en Cuba y de otras empresas destinada, en esta esfera.

El trabajo ofrece además una estadística donde se refleja el constante desarrollo que ha tenido la Propiedad Industrial (PI) en nuestro país y el cambio que ha experimentado la misma dirigido a la conquista del mercado internacional y la explotación de las tecnologías, mediante la transferencia, explotación y la negociación que se obtiene a través del know-how.

STUDY AND TREND OF CUBAN NICKELIFEROUS PATENTS

ABSTRACT

The present work is aimed to analyze the technological trend of the Cuban investments in the hydrometallurgical processes devoted to the extractive metallurgy of nickel oxidized minerals. It shows a review over the past years and up to now, indicating the direction towards which innovation of the nickel obtention processes through the ammonia-carbonate leaching method of the lateritic minerals used by the "René Ramos Latour" Plant (Nícaro) and the sulfuric acid pressure leaching of the "Pedro Soto Alba" Plant (Moa) was conducted.

The work shows an analysis of the patent trend of CIPIMM mainly devoted to the improvement of the acid leaching process of lateritic minerals to achieve better methods in nickel and cobalt separation from ammoniac solutions, among other processes.

It also reflects the countries that have obtained patents of inventions related to the nickel processes in Cuba and in other enterprises devoted to this sphere.

The work offers a statistic which reflects the constant development obtained by Industrial Property (IP) in our country and the change experimented by this branch aimed to the conquest of the international market and the exploitation of technologies, through the transfer, exploitation and negotiation obtained through the know-how.

INTRODUCCIÓN

Nuestra investigación se realiza a partir de un análisis técnico de patentes de procesos relacionados con la extracción de Ni y Co registrados en Cuba, por parte de nuestras empresas y por instituciones extranjeras, fundamentalmente las patentes otorgadas al CIPIMM desde los años 1971 hasta la actualidad.

Las patentes de invención, una de la forma de protección del intelecto humano, regulado por la Propiedad Industrial, constituye una valiosa fuente de información científico técnica jurídica y comercial; nos otorga derechos exclusivos de explotación de la invención además de adquirir y vender tecnologías mediante licencias de patentes o de conocimientos técnicos. Por medio de la infamación de patentes conocemos nuestros competidores, lo que existe referente a una tecnología en el estado del arte o de la técnica, los países líderes, nos ayuda a la vigilancia tecnológica y a no cometer infracción de patentes ajenas, de forma general podemos afirmar que las patentes conservan el patrimonio de la empresa además de ser una fuente de ingresos en divisas para el centro y el país.

En 1991 con el derribo del campo socialista nuestra economía se vio severamente afectada, especialmente en la industria del níquel pues los países del CAME que compartían las invenciones e inversiones se retiraron. La dirección del país se vio obligada a tomar medidas rápidas para poder mantener nuestra economía encaminada ahora la conquista del mercado, momento en el cual la PI jugó un papel importante pues la implantación de nuestras invenciones se hicieron más frecuentes. Esta situación se convirtió en un reto para nuestros científicos investigadores pues de una manera rápida comenzaron a introducirse modificaciones tecnológicas en los procesos clásicos implantados en las fábricas de níquel de nuestro país. Muestra de ello son las patentes de invención aplicadas a la industria del níquel por parte del CIPIMM y otras empresas cubanas, que de una forma u otra mejoran la extracción de Ni y Co, reducen los costos de producción, aumentan la eficiencia de la planta etc.

En 1996 se implantó el proceso Nileach. (Certificado de Autor 22856 a título del CIPIMM) en la planta de níquel Ernesto Che Guevara con una capacidad de 30 000 t de níquel anual. La nueva tecnología permitió a esta industria aumentar su eficiencia y su capacidad entre otros, con un beneficio económico de miles de millones de dólares. Esta tecnología se protegió a través de la OCPI, por el Tratado de Cooperación en Materia de Patentes (PCT) en varios países como son: Federación Rusia, Australia, Canadá, Estados Unidos, además por vía tradicional en Indonesia, Filipinas, Albania, Colombia; obteniendo certificado de patente en Estados Unidos (US 6,542,367 en el 2003), Australia (No 740697 en el 2003) y la EPO.

DESARROLLO

Los minerales lateríticos de hierro representan uno de los recursos más grandes de hierro, níquel cobalto del mundo. Cuba posee el 34.4% de las reservas minerales de Ni del mundo, el hecho de encontrarse sus yacimientos a cielo abierto, donde su extracción es menos costosa por encontrarse el mineral en la superficie terrestre. Estudios geológicos calculan que en el nordeste holguinero se halla la tercera parte de las existencias mundiales de este mineral en el caso del cobalto las reservas estimadas sólo son superadas por Zaire.

Las lateritas son productos de la erosión de la roca por los agentes del intemperismo bajo condiciones determinadas, especialmente en el trópico, la erosión se desarrolla de tal forma que el níquel a través de complicados y diferentes procesos de disolución y precipitación se encuentran en las capas de las lateritas y las serpentinas en forma de hidrosilicatos. El principal componente de éste mineral es el óxido de hierro; sin embargo existen diferentes procesos dedicados a la elaboración de ferro- níquel siendo estos relativamente costosos, por lo tanto se han hecho más atractivos a través de la historia los procesos hidrometalúrgicos de extracción de níquel y cobalto y sus componentes siendo éstos menos costosos, más sencillos y con mayores posibilidades.

A continuación se refleja un análisis de las invenciones realizadas por el CIPIMM y otras instituciones, a las tecnologías de obtención de Ni y Co por los procesos de lixiviación ácida (Moa) y de carbonato amoniacal (proceso Caron) actualmente aplicado en Nicaro.

PROCESO DE LIXIVIACION ÁCIDA

Es el proceso donde el mineral se mezcla con agua para convertirlo en pulpa. Esta pulpa pasa a los espesadores hasta lograr un 43-48% de sólidos y luego se lixivia a presión con la adición de ácido sulfúrico con un 98% de pureza, para lograr la separación selectiva del níquel + cobalto del resto del mineral. Luego se separa el licor del níquel y el cobalto de las colas y al licor lixiviado se le añade carbonato de calcio para neutralizarlo y se pasa a los autoclaves donde precipita y se obtiene un sulfuro de níquel más cobalto.

Patentes relacionadas con el proceso de lixiviación ácida:

1. Título: Procedimiento para la recuperación de los valores metálicos de la pulpa de yeso.

Fecha de Publicación: 1975

No. de Certificado de Patentes 20704

Titularidad : CIPIMM

La recuperación de níquel, cobalto, cobre y zinc contenidos en la pulpa de yeso del proceso de neutralización de los licores ácidos de estos metales mediante sorción con resinas de intercambio iónico del tipo anforitas y con materiales que contienen óxidos o carbonato de calcio, seguida de la separación de la pulpa de la resina cargada, del lavado de esta última y de la desorción del níquel y el cobalto y los demás metales con ácido mineral.

2. Título: Procedimiento para mejorar e incrementar la lixiviación ácida de los minerales lateríticos.

Año pub : 1976

No. de Certificado de Patente 20648

Titularidad.CIPIMM.

Los aspectos que se definen en éste proceso son:

- Neutralización de la pulpa a presión de 36-40 kg/cm² y 230-255°C., mediante la introducción en el último reactor de lixiviación de una pulpa acuosa de mineral de serpentina tratada previamente para disminuir su contenido de magnesio, e incrementar su contenido de níquel.

- Ajuste del pH o ácido del licor mediante la adición de carbonato básico de magnesio incrementándose la producción de níquel sobre todo en las fábricas que utilizan “procedimientos de lixiviación ácida del mineral laterítico, además de eliminar agentes empleados en la neutralización del licor (pulpa de coral).
- Se incrementó el níquel en más de un 10% de su capacidad nominal.

3. Título: “Procedimiento para la descontaminación de efluentes ácidos”

Año pub.: 1986

No. de Certificado de Patente 21667

Titularidad.CIPIMM.

Autores: Osvaldo Granda, Luis Cartaya, Josefina Astorga

Se fundamentó el proceso en calcinar la serpentina lo cual posibilitó la formación de un óxido de magnesio activo, siendo esto el agente neutralizante del efluente hasta pH 5,4-5-6, el sólido resultante de la reacción lixiviarlo bajo los parámetros establecidos en el cuarto reactor de lixiviación del mineral de la propia planta de Ni y Co que genera el efluente.

4. Título: “Método para el tratamiento de los minerales lateríticos ferruginosos de níquel y cobalto”.

Año pub. 1981

No. de Certificado de Patente 20877.

Titularidad.CIPIMM.

La esencia de la invención consiste en que los residuos de lixiviación ácida (colas) tratadas en autoclaves, fueron lavados a contracorriente con sustancias reductoras (sales solubles de hierro ferroso, sulfhídrico, sulfuros, sulfuros de elementos alcalinos y alcalinos térreos y otros que cuya adición a la pulpa de residuo insoluble a pH señalado (1.5-3) y a una temperatura(50-90°C) provoca la formación de hierro ferroso a cuenta de su interacción con sus óxidos presentes.

La utilización de esta sustancia reductora disminuye los residuos perjudiciales en la pulpa

y se reducen las pérdidas en las colas de Ni y Co.

5. Título: “Métodos de descontaminación de soluciones que contienen ácido sulfhídrico y ácido minerales”

Año pub. 1980

No. de Certificado de Patente. 20703

Titularidad CIPIMM.

El objetivo del procedimiento era crear un método simple y efectivo en el sentido tecnológico y económico de descontaminación del desecho (WL) que contiene ácido sulfhídrico y ácido libre. Esto se logra mezclando estas soluciones con las colas de lixiviación ácida de Ni y Co proceso que se realiza en un eyector el cual mantiene un flujo turbulento.

6. Título: “Procedimiento para la disolución de los sulfuros de níquel y cobalto y la separación de sus componentes.”

Año pub:1986.

No. de Certificado de Patente 21606:

Titularidad CIPIMM.

Invencción relacionada con la metalurgia extractiva de Ni y el Co y más concretamente el procesamiento de los sulfuros de Ni y Co y la separación de sus componentes.

El procedimiento de la invencción posibilita el procesamiento de los sulfuros complejos, que tienen otros metales además de Ni y Co.

Además, resuelve satisfactoriamente el aspecto relacionado con el consumo de reactivo para la disolución de los sulfuros, mediante la recirculación del sulfato de amonio y de la mayor parte de amoniaco.

Procedimiento para la disolución de los sulfuros de níquel y cobalto en medio amoniacal y la separación de sus componentes, incluyendo cobre y zinc, con extrayentes del tipo hoxinas con el cual la disolución se realiza en una autoclave a temperatura y presión de oxígeno moderada caracterizado por la disolución de una pulpa de sulfuro, , posteriormente del licor de la disolución se extrae en forma colectiva el Ni y el Cu en fase orgánica con una solución de un ácido mineral , finalmente se extrae el zinc.

7. Título: “Procedimiento para disminuir la contaminación ambiental de la tecnología de lixiviación ácida a presión de minerales lateríticos”.

Año pub. 2003

No. de Certificado de Patente 79/99

Titularidad CIPIMM.

El procedimiento hidrometalúrgico se basa en mezclar el WL con mineral crudo de la propia fábrica lográndose la eliminación casi total del ácido sulfúrico libre, la disminución de la temperatura del licor así como la recuperación del más del 30% de Ni y Co contenida en ese licor lográndose también un espesamiento de la pulpa que alimenta las autoclaves.

PROCESO CARBONATO – AMONIACAL (PROCESO CARON).

Descrito en la Patente Norteamericana No. 1487,145 de Marzo 18, 1924, donde se explica que el mineral extraído de la mina a cielo abierto y con granulometría variada, con una humedad del 27-30%, se homogeniza y luego pasa al proceso de secado en hornos rotatorios, posteriormente pasa a los molinos de bolas para reducir su tamaño aproximadamente a un 83% bajo 200 mesh. Luego de homogenizado, secado y molido, el mineral se somete al proceso de reducción selectiva en un horno de pisos mezclado con petróleo o en presencia de un gas reductor ($\text{CO} + \text{H}_2$) para llevar el níquel y el cobalto al estado metálico. El mineral se enfría en equipos rotatorios en una piscina de agua. Posteriormente, el mineral reducido entra al tanque en contacto y se mezcla con la solución carbonato amoniacal y la pulpa se pasa a los turboaeradores donde se realiza la lixiviación carbonatante en dos etapas. Luego pasa a los sedimentadores y de ahí al circuito de lavado para reducir al mínimo las pérdidas de níquel. El licor enriquecido de níquel y cobalto es tratado por varias vías para obtener diferentes productos, como son el sulfuro de níquel + cobalto, el carbonato básico de níquel, el óxido de níquel y óxido de níquel sinterizado.

Las patentes relacionadas con este proceso son:

1. Título: “Método de separación de níquel y cobalto.”

No. de Certificado de Patente. 20827

Año pub: 1980

titularidad, CIPIMM

Se logra separar el níquel y el cobalto de soluciones amoniacaes mediante una resina soviética de intercambio iónico EDE-10P, caracterizado por la selectividad de servicio del níquel de soluciones amoniacaes, previamente tratada con CO₂ gaseoso. Se logra una regeneración selectiva del níquel, obteniéndose eluatos de 40-50 g/L sin cobalto representando más del 80% de níquel total eluido de la resina.

2-Título: “Procedimiento para la separación del cobalto del cobre y el níquel durante la extracción con fase orgánica que contiene hidroxina.

No. de Certificado de Patente.. 20951

Año pub 1982

Titularidad CIPIMM

Lo novedoso de este proceso es que se logra la oxidación del cobalto bivalente mediante el calentamiento del licor amoniacal hasta 85-95°C, antes de la extracción de Cu y el Ni bajo una presión de oxígeno 0,196-0,392. Mpa durante 15-30 minutos y por la precipitación en la fase orgánica, después de la extracción del cobre o el níquel, de la pequeña cantidad de cobalto bivalente que guarda el licor amoniacal al final de la oxidación que se extrae con el cobre y el níquel.

1. “Procedimiento para la obtención de sales puras de níquel”.

Año de pub.1983

No. de Certificado: 21097

Titularidad CIPIMM

Se implanta en 1998.

Al licor carbonato amoniacal de níquel se le adiciona carbonato de sodio en cantidad equivalente al 100-120% del estequiométrico, seguido de una oxidación a 100-130°C y presión de oxígeno 0,2-05 Mpa, el licor se filtra, se destila precipitando el carbonato básico de níquel.

El carbonato básico de níquel se lava y se disuelve en una solución de ácido mineral, luego se precipita el cinc con H₂S a pH 4,5-5,0. También es extraído el magnesio del licor.

2. Título: “ Mejoras en la reducción de minerales de hierro y niquelíferos”

No.de Certificado: 20825

Año de pub.1980.

Titularidad CIPIMM.

Novedad: El mineral después de secado y molido se mezcla con petróleo luego se somete al proceso de peletización o briqueteado (aglomeración) los pelets se alimentan a una retorta vertical u otro equipo similar, en un horno rotatorio de cuba o de piso, donde se somete al proceso de reducción, se utiliza como aglutinante melaza. La reducción se realiza en presencia de CO 7 a 10%.

Parámetros.

a) 7 a 10% de CO (También puede utilizarse un gas de bajo contenido reductor).

b) Temperatura: 600-750°C

c) Tiempo: 5-45 minutos

d) Nota: El petróleo utilizado debe de ser de bajo azufre (1-4% en peso).

e) El aglomerante utilizado en la aglomeración es melaza (1-5% en peso).

f) Se procesa mineral con una Granulometría menor a 1 mm.

Esta invención produjo una mejora en los índices técnicos del proceso, es económico y aumentó considerablemente la productividad en el horno de reducción.

3. Título: “Lixiviación carbonatante de Ni y Co contenido en los minerales lateríticos reducidos”

No. de Certificado de Patente. 20798

Año pub.1980

Titularidad: CIPIMM

Los aspectos de mayor interés en este proceso son:

- a) No requiere el empleo de amoníaco para la lixiviación del níquel y el cobalto reducido utilizando la lixiviación solamente agua y carbono, contenido en el gas de desecho.
 - b) Permite recuperar valores de níquel y cobalto superiores que el proceso convencional.
 - c) La lixiviación se realiza con relaciones líquido-sólido menores, lo que disminuye la capacidad necesaria a instalar.
 - d) El empleo de la resina de intercambio iónico en la etapa de lixiviación, elimina la necesidad de la sedimentación y el lavado posterior de las colas.
- Presenta menor inversión y equipamiento.

4-“Procedimiento para extraer cobalto y níquel en solución de los minerales oxidados conteniendo altos valores de hierro y bajo valores de cobalto y níquel”.

No. de Certificado de Patente 20574

Año pub1971

Titularidad:CIPIMM

Novedad: El mineral con aumento de valores de hierro y una disminución del cobre y el níquel se lixivia con soluciones de carbonato de amonio-amoniaco, usando como agente de aeración el aire atmosférico, para convertir los valores de níquel e iones complejos la mejora comprende en proveer en el agente de lixiviación una solución concentrada relativamente alta en NH_3 y CO_2 que permite un aumento sustancial de la lixiviación del níquel de dicho mineral siendo la concentración del $\text{NH}_3 < 5$ moles/L la relación $\text{NH}_3/\text{CO}_2 < 4,8$.

5-“Mejoras en la lixiviación de los minerales niquelíferos”

No. de Certificado de Patente 20.729

Año de pub. 1980

Titularidad:CIPIMM

Autor: José Castellanos Suárez

En el proceso convencional se logra extraer el Ni y el Co utilizando aire como agente oxidante en el proceso de reducción con bajas concentración de amoniaco.

La novedad en éste proceso es que además de aire en el proceso de reducción se utiliza una mezcla de aire y dióxido de carbono.

Este proceso innovativo es sencillo y ofrece las siguientes ventajas:

- 1.- Fácil de instalar (sin necesidad de hacer inversiones grandes)
- 2.- Puede utilizar gases residuales que en su contenido tengan dióxido de carbono.

La utilización del dióxido de carbono (CO_2) como agente oxidante y lixivante actúa como activador y controlador de los óxidos de los metales y su paso a la solución, de tal forma que aumenta la cinética de lixiviación

6*Método de separación de níquel y cobalto”

No. de Certificado de Patente 20828

Año pub. 1980

Titularidad: CIPIMM

El carbonato básico de níquel calcinado (400°C) en atmósfera oxidante (aire) entre en contacto con una resina catiónica debidamente ácida cargada en forma de H con agua en presencia de gas carbónico (CO₂) se agita (2h), luego se separa la resina de la pulpa mediante una malla se lava la resina con agua.

En el análisis químico de la resina tenía por poner un ejemplo 86,6 g/L de Ni y 0,04 g/L de Co. La resina es selectiva para el Ni. destacándose la solubilidad selectiva del níquel en agua y CO₂.

7-“Método para la extracción de níquel y cobalto de los minerales oxidados de níquel”

No. de Certificado de Patente. 20937

Año pub. 1982

Titularidad: CIPIMM

Novedad: Extracción por sorción del Ni y Co de la pulpa en la etapa de lixiviación carbonato amoniacal del mineral laterítico, el cual ha sido reducido, con el empleo de la resina soviética PSO debidamente ácida y catiónica (en diferentes condiciones de reducción previa), que contiene un grupo ácido sulfúrico (SO₂H). Gracias al empleo de la resina y a su efecto en la lixiviación por sorción, la tecnología por sorción permite aumentar la extracción de níquel y el cobalto del mineral debido a la eliminación de operaciones intensivas de espesamiento, disminuye el tiempo de tratamiento del mineral, disminuye los gastos capitales de la construcción de la planta hidrometalúrgica.

8-“Mejoras en la lixiviación de minerales niquelíferos

No. de Certificado de Patente 20826

Año pub. 1980

Titularidad: CIPIMM

Novedad: La esencia fundamental de la invención consiste en la lixiviación de los minerales oxidados de níquel, después de ser sometidos a el proceso de reducción con licores carbonato amoniacales utilizando un nuevo equipo para lixiviar “el reactor tubular”

El uso de este reactor en el proceso provocó numerosas ventajas.

El reactor consiste fundamentalmente en una tubería en la cual se inyectó el aire y la pulpa utilizando un mezclador fijo.

Ventajas

1.- Fácil implantación

2.- Se disminuyó los costos de inversión al disminuir la cantidad de equipos a utilizar en el proceso (equipo de agitación, sedimentadores, también como consecuencia de esto disminuye el consumo de energía.

3.- Se pueden obtener extracciones altas de los metales en un tiempo de 1-10 minutos en comparación con el proceso convencional 90-120 min.

4.- Se aumentó la extracción del cobalto.

5.- Los gases conteniendo amoníaco se recirculan disminuyendo las pérdidas del mismo.

6.- Se puede operar sin necesidad de control del aire, lo que hace que la cinética de lixiviación de ambos metales aumentó, lográndose suministrar el oxígeno necesario para operar el sistema.

9- “Reducción directa de carbonato básico de níquel”

No. de Certificado de Patente 20954

Año. 1982

Titularidad: CIPIMM

Objetivo:

Obtener níquel en polvo sustancialmente puro y libre de azufre a partir de carbonato básico purificado en una sola etapa de calcinación en presencia del NH_2

Novedad:

Está basada en la utilización de gas hidrógeno o cualquier otro reductor gaseoso o reductor sólido o mezcla de ambos, en la reducción directa del carbonato básico de níquel purificado hasta obtener un metal sustancialmente puro, con bajo contenido de azufre y con un consumo de energía menor que en los procesos pirometalúrgicos de obtención de níquel y cobalto. El carbonato básico de níquel con un contenido de azufre es sometido a una temperatura inferior 600°C y a una atmósfera dinámica de un gas reductor libre de azufre, disminuyendo sensiblemente la presión parcial de los gases de CO_2 y SO_2 sobre el carbonato básico de níquel de tal grado que, tiene lugar la formación de un producto intermedio de óxido de níquel en polvo sustancialmente libre de azufre y extremadamente activo.

10-“Producción de aleaciones de Ni-Cr-Fe a partir de óxido de cromo y/o cromita empleando como portadores de hierro, minerales oxidados de níquel.”

No. de Certificado de Patente 21370

Año pub.1984

Titularidad: CIPIMM

La invención consiste en preparar la mezcla de cromita y/o de óxido de cromo, coque serpentina y laterita o escombro. En la preparación pre-establecida la mezcla se le adiciona aglutinante y se briquetea, se secan y cargan al horno, el metal se separa de la escoria por el esquema convencional y se envía a la etapa de refinación o al mercado obteniéndose los siguientes valores en la recuperación.

Ni: 90-98%

Cromita: 70-75%

Hierro: 70-90%

El contenido de carbón oscila entre 10-40%.

11-“Procedimiento hidrometalúrgico para la recuperación de níquel y cobalto”.

Año pub. 1997

Concedida en el. 2003.

Titularidad: CIPIMM

La invención consiste en un procedimiento hidrometalúrgico para la recuperación de níquel y cobalto que comprende la lixiviación del material conteniendo níquel y cobalto con solución carbonato amoniacal en un reactor tubular dicho mineral previamente se somete al proceso de reducción selectiva, enfriamiento, nueva lixiviación amoniacal, separación líquido-sólido y/o extracción de Ni y Co mediante extracción por solvente o con resina de intercambio iónico que permite alcanzar una recuperación de todo el níquel extraíble y de hasta 130% de cobalto que reportó la lixiviación estándar amoniacal.

El objetivo logrado con la aplicación de la invención fue, reducir los costos de inversión y los costos de producción por concepto de disminución de insumos, amoníaco, energía y mantenimiento y de facilitar la automatización completa del proceso de lixiviación. Permite resolver dos problemas fundamentales, uno permite reducir más fuertemente el níquel y el cobalto lixiviable hasta 80-90% (Ni) y 70.80% (Co), y segundo no siendo una limitante la mentalización de del hierro.

Novedad:

El mineral es reducido con un gas residual ($\text{CO} + \text{H}_2$) o con gas reductor y petróleo aditivo a una temperatura 540 y 850°C. El agente reductor (petróleo) se adiciona en el molino de bolas. El mineral reducido es lixiviado con una solución carbonato - amoniacal de baja concentración de, NH_3 (60-65 g/l) y CO_2 (30-35) en un reactor tubular donde se le inyecta aire, el tiempo duración 5 seg a 15 min. Mucho menor que el tiempo de lixiviación empleado en el proceso clásico (1.5 a 3 horas).

PATENTES REGISTRADAS EN CUBA POR INSTITUCIONES EXTRANJERAS.

1-“Procedimiento para el tratamiento de licores producto de la lixiviación ácida de minerales lateríticos ferruginosos de níquel y cobalto”

Año pub: 1997

No. de Certificado de Patente 22483.

Titularidad :Centro de investigaciones de las Lateritas.

La esencia del procedimiento consiste en mezclar los licores residuales de la lixiviación ácida a presión con las colas del proceso carbonato amoniacal.

- Con esto se logra sustituir el carbonato de calcio como neutralizante del ácido libre.
- Recuperar el Ni y Co de las colas
- Descontaminar los efluentes ácidos logrando eliminar el ácido sulfúrico libre, el ácido sulfhídrico y una parte del Al y el Cr.

2-“Recuperación de Ni y Co a partir de minerales lateríticos”

Año de pub.2000.

No. de Certificado de Patente 22611.

Titularidad BLLP. Minerals International INC.

Resumen: El proceso permite recuperar selectivamente el níquel por intercambio de absorción ión a partir de una solución de ácido sulfúrico de Ni/Co en un rango de 0.5-40 g/l y de 0.01-2 g/l respectivamente, el proceso comprende en poner en contacto dicha solución con una resina de intercambio iónico en un rango de pH entre 3-6. El Ni es extraído de la resina con una solución de ácido sulfúrico para formar una solución de sulfato de níquel con una relación 50:1 de Ni/Co adecuado para recuperar sustancialmente níquel puro para electrólisis.

3-“Recuperación de níquel y cobalto a partir de minerales lateríticos”

No de certificado de patente 22611

País: US

Año pub.2000

Titular: VIP Minerals International INC.

El proceso permite la recuperación selectiva del níquel por intercambio de absorción de ión a partir de una sección de ácido sulfúrico de Ni/Co en un rango de 0,5-40 g/L y de 0,01- 2 g/L respectivamente el proceso comprende en poner en contacto dicha solución con una sesión de intercambio iónico en un rango de pH entre 3.6 el Ni es extraído de la resina con una solución de sulfato de níquel con una relación 50:1 de Ni/Co adecuado para recuperar sustancialmente níquel puro por electrolisis.

4-“Separación de cobalto y níquel mediante sublimación fraccionada de un acetilacetatos”

Patente Cu

FP 1987

Esencia:

Las soluciones que contienen níquel y cobalto y otros metales ya proceden del proceso carbonato amoniacal son mezclados con acetilacetonas con agitación mecánica constante, el precipitado se seca y se pasa al horno tubular con gradiente de temperatura (39°-100°C) y con una presión reducida (0,5-0,1 mm Hg, el complejo entre 70 y 30°C y el complejo de níquel sublimaría entre 75 y 105°C cristalizando posteriormente entre 85 y 70°C.

Novedad:

Mezcla del licor del proceso carbonato amoniacal con acetilacetona y la separación del níquel cobalto por sublimación en un horno con gradiente de temperatura.(30-100°C)

5-“Producción de ferroníquel a partir de la laterita con contenido de níquel”

Publicada; 1998

Titularidad: AMSA LIMITED (Panamá PA)

La invención proporciona un proceso para la reducción y fundición de minerales o polvo de laterita con contenido de Ni para producir ferroníquel no refinado donde el 20% de la laterita tiene un tamaño menor a 10 mm, el proceso comprende la alimentación del mineral en forma de laterita con contenido de Ni, reducido o bien en forma de laterita con contenido de Ni simultáneamente con un agente reductor carbonoso, a un horno cilíndrico de arco eléctrico con corriente continua, con uno más electrodos situados en la bóveda actuando como cátodo y el propio baño en fusión actuando como ánodo.

En resumen el mineral laterítico de tamaño <10 mm (grande) reducido o no se alimenta a un horno de arco eléctrico.

6-Recuperación de níquel a partir del mineral laterítico”

FP 1999

Bilinton S.A.Limited

La invención está relacionada con un proceso para la obtención de níquel presente en las lateritas tanto las que contienen un alto contenido de Mg como las que tienen un alto contenido de hierro, que incluye los pasos siguientes:

- a) Agregar azufre de manera adecuada al mineral para producir una solución primaria de sulfato de níquel o cualquiera de las variadas formas de obtener sulfato de níquel.
- b) Extraer el níquel por medio de una resina de intercambio iónico a una solución de sulfato de níquel más concentrada que la primera.
- c) Extraer por electrolisis el níquel de la 2da. Solución en la que el níquel puede obtenerse en forma de ferroníquel.

7-Título: “Método de lixiviación de lateritas que contienen níquel”

No. Certificado de Patente: 22620

Titularidad: Universidad de La Habana.

El objeto de la presente invención se basa en la separación técnica de la primera (o única) etapa de lixiviación, de la etapa de contacto del mineral reducido con licor de recirculación proveniente del sistema.

La novedad de la presente invención radica en que en lugar de enfriar el mineral reducido o la pulpa de mineral hasta niveles de temperatura menores a 120°C, el calor es evacuado del sistema utilizando en el diagrama de flujo un espesador que estará ubicado entre el tanque de contacto y los turboaeradores.

Las ventajas del procedimiento son las siguientes:

- Incrementa la capacidad de la planta de tratamiento de las lateritas mediante la tecnología de Caron.
- Enviar hacia la lixiviación una pulpa de mineral con un contenido de calor 6,3 veces inferior al método tradicional.
- Todas las temperaturas del sistema de lixiviación y lavado son inferiores a las que se obtienen en el esquema tradicional. Es decir, que gracias a estas modificaciones, el sistema en vez de calentarse, se enfría, a pesar de recibir un mineral reducido con una temperatura casi tres (3) veces superior a la utilizada en el diseño.

8-Título: “Proceso para recuperar metal térreo raro a partir de minerales oxidados mediante la concentración y separación”.

No. Certificado de Patente: 22625

Titularidad: PACIFIC METALS CO.

País: Japón.

La invención provee un proceso para recobrar metal térreo raro a partir del mineral oxidado mediante concentración y separación, específicamente provee un método para recuperar escandio de manera económica y con alta eficiencia mediante la lixiviación de un mineral con gran cantidad de hierro y aluminio, sobre todo y preferentemente, permite la extracción de níquel y el escandio (Sd), recuperando el níquel a partir de una solución de lixiviación como sulfuro precipitado y recuperando entonces el escandio.

9-Título: “El procedimiento para la obtención de aleaciones hierro-cromo-níquel y las aleaciones obtenidas por dicho procedimiento”.

No. Certificación: 21462

Titularidad: Ministerio de la Industria Sideromecánica.

Fecha de publicación: 1987.

Aleación madre de lato carbono, compuesta por hierro, cromo y níquel, utilizable como agente portador del cromo y parte del níquel necesario en la producción de aceros inoxidables, hierros termorresistentes y refractarios y otros aceros y hierros aleados al cromo-níquel.

Se obtiene a partir de cromitas de baja ley (refractarias) en mezcla con serpentina niquelífera en diferentes proporciones utilizando como reductor al coque metalúrgico y/o otros reductores sólidos.

La mezcla de minerales finamente molidos se granula en un peletizador de disco, los pelets obtenidos se calcinan en atmósfera de aire a temperatura de 900- 1400°C para aumentar su resistencia a la compresión, abrasión y caída. Los pelets calcinados y el reductor se cargan a un horno de arco eléctrico trifásico para fusión de minerales, obteniéndose ferrocromoníquel de amplia utilización en la industria siderúrgica y de construcción de maquinarias.



10-Título: “Método de obtención de ferrocromo de carbono medio”.

No. de Certificación: 21582

Titularidad: Ministerio de la Industria Sideromecánica.

Fecha de publicación: 1987.

Método de obtención de ferrocromo de carbono medio obtenido mediante el procedimiento de reducción carbotérmica de minerales en horno de arco eléctrico trifásico que conlleva la aglomeración, calcinación y fusión con reductores sólidos de una mezcla íntima de cromita refractaria de alto contenido de alúmina y sílice con serpentina niquelífera caracterizado porque en la etapa de aglomeración se adiciona óxido de cromo (CrO_3) de calidad técnica en una proporción de 422 partes en peso por cada 917 partes en peso de cromita y 387 partes en peso de serpentina para aumentar la concentración de cromo y lograr el poder descarbonante de la capa mineral.

CONCLUSIONES

El CIPIMM ha presentado desde 1975 hasta el 2004, más de 70 solicitudes de Patentes, de ellas, han sido concedidas 46. Actualmente, existen en preparación alrededor de 10 solicitudes más.

Del total de Patentes concedidas, 18 están relacionadas con el proceso de Lixiviación Ácida y el proceso de Carbonato-Amóniacal, lo que representa el 41% del total. Esto demuestra que el CIPIMM ha trabajado fuertemente durante todos estos años en la innovación e implantación de estos procesos, puesto que ya han sido implantadas en la industria aproximadamente unas 10 Patentes de las concedidas, lográndose con ello un mejor aprovechamiento en los procesos de recuperación de níquel y cobalto y un incremento en la extracción de los minerales útiles, así como una mayor eficiencia económica y una reducción en los costos de producción.

El estudio demostró que entre las Patentes registradas en Cuba por instituciones nacionales y extranjeras, la tendencia general es a aumentar la productividad de los procesos de extracción de níquel y cobalto así como introducir nuevas tecnologías para la recuperación de las colas y el tratamiento de los efluentes, lo que además de incrementar la eficiencia económica, convertiría a la minería en un proceso amigable con el medio ambiente.

BIBLIOGRAFIA

- Dr. José Castellanos Suárez, “Procedimiento para mejorar la reducción de minerales de hierro niquelíferos”, No. Certificación 20825.
- Dr. José Castellanos Suárez, “Mejoras en el procedimiento en el mezclado de un sólido y un líquido”, No. Certificación 20693.
- Lic. Estaban Alfonso y otros, “Procedimiento para la recuperación de los valores metálicos contenidos en pulpas de yeso”, No. Certificación 20074.
- Dr. José Castellanos Suárez, Lic. Estaban Alfonso, Dr. Ventura Herrera, “Método para la extracción de Ni y Co de los minerales oxidados de níquel”, No. Certificación 20937.
- Lic. Estaban Alfonso, “Método de separación de níquel y cobalto”, No. Certificación 20828.
- Ing. Juan Méndez Catasús y otros, “Método de descontaminación de disoluciones que contienen ácido sulfhídrico y ácidos minerales”. No. Certificación 20703.

- Ing. Juan Méndez Catasús y otros, "Método para el tratamiento de los minerales lateríticos ferruginosos de níquel y cobalto". No. Certificación 20877.
- Dr. Ventura Herrera, Ing. Lourdes Bobes, Dr. Guillermo Samalea, "Método de separación de níquel y cobalto de soluciones amoniacaes". No. Certificación 20804.
- Dr. Osvaldo Granda y Lic. Esteban Alfonso, "Procedimientos para la separación del cobalto, el cobre y el níquel durante la extracción en fase orgánica que contiene hidroxinas", No. Certificación 20951.
- Ing. Lourdes Bobes y otros, "Procedimiento para la obtención de sales puras de níquel", No. Certificación 21097.
- Dr. José Castellanos Suárez y otros, "Producción de aleaciones de níquel-cromo-hierro a partir de óxido de cromo y/o cromita empleando como portadores de hierro minerales oxidados de níquel". No. Certificación 21370.
- Dr. Osvaldo Granda, Lic. Josefina Astorga y otros, "Procedimiento para la descontaminación de efluentes ácidos", No. Certificación 21667.
- Floribar Cueto Romero, "Procedimiento para el tratamiento de licores producto de la lixiviación ácida de minerales lateríticos ferruginosos de níquel y cobalto". No. Certificación 22483.
- Dr. Guillermo Samalea Martínez, "Método de lixiviación de lateritas que contienen níquel y cobalto". No. Certificación 22620.
- Willem Duyvesteyn, "Recuperación de níquel y cobalto a partir de minerales lateríticos". No. Certificación 22611.

RESULTADOS DE PRUEBA CON ADITIVO DX 10 000 C EN COMBUSTIBLE DIESEL EN CAMION VOLVO A40 D.

**Ing: WILTER JOSE SALAZAR LEYVA.....Grupo Técnico de Mantenimiento
Filial Nicaro de la Sociedad Cubana de Geología y Minería**

RESUMEN

Se plantea el trabajo la tarea de comparar los resultados de aplicación de aditivo denominado DX-10 00 C al combustible que consumen los equipos mineros básicos empleados en la ECRR de Nicaro en cuanto al aspecto fundamental a él asociado de reducción cuantitativa desde el punto de vista de los insumos de materiales y consumos de portadores energético y como lógico camino a recorrer transita por los innegables efectos de mejoras de las condiciones de trabajo en el cual el hombre desarrolla su trabajo, el equipo y su interacción medioambiental. Surge así la evidencia del efecto de reducción de emisiones gaseosas y su grado de nocividad, la confortabilidad de operaciones de los equipos y el derivado y lógico efecto de incrementos de productividad y minimización del negativo impacto sobre el medio.

El trabajo desarrollado recopila en forma detallada y minuciosa el estudio y los resultados de la prueba realizada en el orden técnico, económico así como el impacto medioambiental que genera la aplicación del aditivo denominado DX 10 000C para combustibles Diesel que consumen los equipos mineros, específicamente Camiones Volvo A40D para el tiro de mineral.

Se recogen a través de un balance técnico y económico los datos de consumo de combustible históricos del equipo y posteriormente con la aplicación del aditivo, el ahorro en divisas que genera, las ventajas al sistema de mantenimiento, experiencias regionales y demuestra la forma de disminución de contaminantes al ecosistema.



CARACTERIZACIÓN MINERALÓGICA DE LA MENA NIQUELÍFERA EN UN PERFIL LATERÍTICO DEL YACIMIENTO PUNTA GORDA, HOLGUÍN, CUBA.

George Agyei⁽¹⁾, Arturo Rojas Purón⁽²⁾ y Alberto Hernández Flores⁽³⁾

¹Departamento de Metalurgia, ISMM, 83329, Moa, Cuba. Email: laterite2005@yahoo.com

⁽²⁾Departamento de Geología, ISMM, 83329, Moa, Cuba. Email: artrojaspuron@ismm.edu.cu

⁽³⁾Empresa "Comandante Che Guevara" Carretera Moa-Baracoa s/n, Moa, Cuba

RESUMEN

En este trabajo se presentan los resultados de la composición granulométrica, mineralógica y química de la mena niquelífera en un perfil laterítico del yacimiento Punta Gorda, en la parte nororiental de Cuba. En la caracterización de la mena laterítica de níquel se empleó la tamización por vía humedad según la serie de Taylor en los diámetros de partículas de 8 a 0,044 mm, Difracción de Rayos -X, Fluorescencia de Rayos -X. Granulométricamente la laterita de balance (mena LB) está compuesta por partículas menores de 0,071 mm, alcanzando el 76,58 % en peso de la muestra. La separación granulométrica permite concentrar notablemente los principales metales presentes en la laterita de balance, constituyendo una vía para aumentar la calidad de la materia prima mineral suministrada al proceso Caron de extractivo de níquel. La goethita constituye la fase mineral predominante, además y de forma secundaria hematites, gibbsita, cromita y minerales del grupo de la serpentina. La densidad de las fracciones finas posee valores superiores a 3.48 g/cm³, en la cual se concentran los minerales de Fe fundamentalmente.

ABSTRACT

This paper presents results of size analysis, mineralogy and chemical composition of a nickel laterite ore from a weathering profile in Punta Gorda, Cuba. Hydraulic screening test using Tyler scale, for particle diameter ranging from 8 to 0,044 mm to produce various size fraction, X- ray diffraction, X-ray fluorescence have been used to characterize the ore. Sizably, the ochreous laterite, the feedstock for the Caron process is composed of particles less than 0,071 mm representing 76,58 % of the bulk weight. Separation by size, notably, helps to concentrate the principal metals in the material for the Caron process, making it a means of improving its quality. Goethite constitutes the principal mineral phase. Also present in the ore are minor quantities of hematite, gibbsite, chromites and serpentine group of minerals. The fine size fractions, where Fe minerals are principally found, have higher values of absolute density.

INTRODUCCIÓN

La mena niquelífera formada a partir de la meteorización de las rocas básicas y ultrabásicas serpentinizadas del nordeste de Cuba oriental, constituye la materia prima mineral principal obtenida de los perfiles lateríticos del yacimiento Punta Gorda, Moa, Holguín, denominada industrialmente laterita de balance que se suministra al proceso Caron de extracción de níquel en Moa.

Los yacimientos lateríticos cubanos se caracterizan por poseer una mena oxidada con buenos espesores de los horizontes de ocre que alcanzan valores de algunas decenas de metros (Vera Sardinas, 2001; Pérez-Mello, 2003), donde su granulometría, química y mineralogía son



esenciales para la selección de un proceso metalúrgico que cumpla con las exigencias actuales para la obtención de los concentrados de Ni y Co.

La materia prima mineral conceptuada como laterita de balance para el proceso Caron exige un contenido de mayor de 35 % de Fe , y mayor del 1% para el Ni (Vera Yeste, 1979) , pero actualmente ya se empieza a tener en cuenta la presencia de otros metales como el Al, Cr, Co, Mn, que pueden ser extraído con una visión mas integral para su aprovechamiento de estas lateritas, de ahí la necesidad de conocer con más detalle los aspectos mineralógicos de esta mena laterítica de Ni.

Sobre la mineralogía de la laterita de balance para el proceso carbonato amoniacal pueden mencionarse los trabajos de Ponce y Carrillo, 1984, donde valoran la composición sustancial de la mena ferroniquelíferas en el yacimiento La Delta, exponiendo además la granulometría y el carácter magnético de dicha mena. Luego en una muestra patrón de laterita para el CAME, Ponce y Carrillo (1988) determinan la composición mineralógica por fracciones granulométricas, desde granos mayor de 2 mm hasta menores de 0,01 mm, en la muestra patrón, valorando también el grado de magnetismo y electromagnetismo de la muestra.

Beyris (1997) trabajando con vistas a mejorar la sedimentación de la pulpa limonítica del proceso ácido a presión en Moa, valoró mineralógicamente la pulpa, determinando que en las fracciones gruesas se concentraban las fases silicatadas, en tanto en las finas existía un predominio de las fases de óxidos de hierro, confirmando a lo logrado por Beyris y Rojas, 1994, cuando valoran las lateritas de diferentes frentes de explotación. Valix y Cheung (2002) estudiando las transformaciones de fases durante el calentamiento de la mena laterítica oxidada exponen los cambios que ocurren a las principales fases de Fe, como la goethita y los silicatos de hierro y magnesio , las cuales permiten la formación de las fases de magnetita y olivino respectivamente, fases estas que deciden en gran medida el extractable de Ni después de la reducción.

Al valorar los aspectos del beneficio mineral del material laterítico de estos depósitos de Ni, puede tenerse en cuenta los resultados de Coello y otros (1998) realizan un análisis fraccional de los escombros lateríticos utilizando como propiedades físicas para la separación de componentes, el diámetro y la susceptibilidad magnética de las partículas. En el mismo se plantea para una sola propiedad, solo es posible separar las fracciones enriquecidas en níquel e hierro por el tamaño y níquel , cobalto, hierro, y magnesio tomando como propiedad de separación la susceptibilidad magnética, sin embargo, ninguno de los casos responde a las exigencias tecnológicas del preconcentrado. . Cabe señalar el trabajo realizado por Ramírez (2002) con el escombros del yacimiento Moa, para el desarrollo de tecnologías para la recuperación u obtención de determinados elementos presentes en los minerales lateríticos.

De modo que se necesita valorar la distribución de los metales en la mena niquelífera del proceso Caron, comprendiendo granos con rango de tamaño desde 8,0 a 0,044 mm y las fases minerales presentes en cada una de las clases granulométricas.

El presente trabajo es una caracterización mineralógica de la laterita de balance, a la cual se le ha hecho un proceso de beneficio mineral por separación granulométrica (tamización), donde se valorará la distribución de los principales metales y formas minerales presentes por clases granulométricas, que permita establecer aspectos sobre la calidad de esta mena y el procedimiento a seguir para su beneficio futuro.

MATERIALES Y METODOS DE INVESTIGACIÓN

Materiales

Se preparó una muestra compósito de laterita de balance representativa de la mena oxidada suministrada al proceso Caron, en Moa (tabla 1), la cual fue elaborada a partir del muestreo de un perfil laterítico del yacimiento Punta Gorda.

Tabla I

Composición química elemental de la laterita de balance inicial en peso (%)

Ni	Co	Fe	Mn	Mg	Cr	Al	Si	Cu	Zn
1.336	0.1335	46.928	0.421	3.694	3.184	1.997	0.917	0.019	0.037

Métodos de investigación

1. Separación granulométrica según tamización por vía húmeda, siguiendo la estandarización de Tyler.
2. Determinación de la densidad mediante método picnométrico. Se emplearon picnómetro de 25 ml.
3. Análisis químicos empleando principalmente Fluorescencia de Rayos – X, con un espectrómetro secuencial de fluorescencia de rayos X, Phillips PW 1480 utilizando radiación de rayos x con Rn PW2182/00, con un régimen de 3000w y 100Kv al vacío con colimador fino.
4. Microscopía óptica ordinaria, empleando un microscopio binocular, tipo TECHNIVAL, alemán. Con aumento de 10x.
5. Difracción de Rayos – X, según método policristalino, utilizando un difractómetro alemán del tipo HZG – 4 con radiación de $\text{CoK}\alpha$, régimen de procesamiento de 30 Kv, 20 mA, 2θ : 5 a 80° y generador de voltaje TUR M–62. Para el registro y tratamiento de los datos roentgenométricos se emplearon los software ANALIZE, para las determinaciones cualitativas de minerales y AUTOQUAN, para las determinaciones cuantitativas de la SEIFERT X - Ray Technology (Versión 2.26), de procedencia alemana.

En el presente trabajo la separación granulométrica constituye uno de los principales métodos a utilizar en el conocimiento de la distribución de los metales en la mena laterítica. En estudio anteriores, habían sido empleados rangos de tamaños de hasta 0.83 mm (Hernández,1997; Hernández et al,2000) en la preparación de la pulpa laterítica del proceso ácido a presión, pero para este caso del proceso Caron, se amplió el rango de separación granulométrica a fracciones mas gruesas con límite superior de hasta 10 mm, pues al permitir un mayor contenido de algunos metales como el Al, Si y Mg en este tipo de material, resultará de interés su concentración en clases mas gruesas.

La densidad se ha incluido para confirmar la presencia de las fases silicatadas hacia las fracciones gruesas y los óxidos de Fe en las fracciones finas, tratando de establecer una vía para discriminar dichos tipos de minerales.



DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS

Granulometría

La laterita de balance procedente del yacimiento Punta Gorda está compuesta principalmente por partículas menores de 0,2 mm, los cuales representan el 87 % en peso de la muestra, tabla II, alcanzando los granos menores de 0,044 mm casi el 70 % del peso de la muestra, lo que concuerda con los resultados obtenidos por Almaguer, (1993,1995), Rojas Purón (1995) y Quintana Puchol y González (1984) para este tipo de material de perfiles lateríticos cubanos.

Granulométricamente se distinguen tres grupos, respecto a la composición de estos materiales. Por una parte, una granulometría gruesa, mayor de 2 mm, que representan sólo alrededor de 1 % en peso de la muestra, pudiendo tener algún interés químico o mineralógico futuro.

Una segundo grupo granulométrico intermedio, constituido por las fracciones menores de 2,0 y mayores de 0,2 mm, las cuales representan alrededor del 11 % en peso de la muestra. Aquí las clases granulométricas individuales no superan 5,2 % en peso de la muestra.

El tercer grupo de granulometría más fina, menor de 0,2 mm, es la mayoritaria, representa el 87 % en peso de la muestra, puede significar el grupo granulométrico que decide el comportamiento de la laterita de balance, lo cual se estudiará química y mineralógicamente más adelante.

Tabla II
Composición granulométrica de la laterita de balance

Clase granulométrica	Tamaño (mm)	Contenido (Kg)	% en peso
Fg1	-10 + 8,0	0.0182	0.083
Fg2	- 8,0 + 4,0	0.1334	0.6116
Fg3	-4,0 + 2,0	0.0714	0.3273
Fg4	-2,0 + 1,0	0.4635	2.1249
Fg5	-1,0 + 0,4	1.1443	5.2461
Fg6	- 0,4 + 0,2	0.9814	4.4994
Fg7	-0,2 + 0,071	2.2958	10.5254
Fg8	- 0,071 + 0,044	1.5407	7.0635
Fg9	- 0,044	15.1633	69.52
Total		21.812	100.00

Resulta significativo que en la composición granulométrica de la mena laterítica de níquel las fracciones menores de 1,0 mm (Fg5 a Fg9) representan prácticamente el 97 % en peso de la muestra, de ahí es explicable que en el proceso de lixiviación ácida se tome como material asimilable para esta tecnología partículas menores de 0,83 mm.

Densidad de los materiales.

Al valorar la densidad de la laterita de balance, tabla III, se pueden distinguir tres grupos principales para esta propiedad, un primer grupo para las fracciones mas gruesas (-10 + 2,0



mm) con los valores mas bajos de densidad entre 2,54 a 2,59 g/cm³, explicable por la presencia de los minerales silicatados, gibbsita y poca cantidad de minerales de hierro, aquí los contenidos de Fe no son superiores al 22 %. Un segundo grupo que comprende las fracciones medianamente gruesas (-2,0 + 0,071mm), las cuales poseen una densidad de 2,82 hasta 3,01 g/cm³, en las que disminuye los contenidos de Mg, Si, Al y aumenta el Fe, observándose que goethita aumenta su contenido, llegando hasta un 39 %, en tanto los silicatos disminuyen su presencia. Luego un tercer grupo, constituidos por las fracciones mas finas, menores de 0,071 mm, que es el material mas denso, donde la densidad oscila entre 2,94 y 3,48 g/cm³, con un predominio de los óxidos de Fe en estas fracciones más finas. Los resultados de la densidad concuerdan con la caracterización mineralógica ya que en esta mena laterítica de níquel, en las fracciones gruesas, existe un predominio de los minerales de aluminio y silicatos que poseen bajos valores de densidad, mientras que en las fracciones mas finas (menores que 0,071mm) se concentran los mayores contenidos de minerales de hierro, goethita, maghemita, hematita.

Tabla III
Densidad de la laterita de balance.

Clase granulométrica.	Tamaño en mm.	Densidad (g/cm ³)
Fg2	- 8,0 + 4,0	2,54
Fg3	-4,0 + 2,0	2,59
Fg4	-2,0 + 1,0	2,82
Fg5	-1,0 + 0,4	3,01
Fg6	- 0,4 + 0,2	2,92
Fg7	-0,2 + 0,071	2,94
Fg8	- 0,071 + 0,044	3,48
Fg9	- 0,044	3,40

Beyris y Rojas, 1994, valorando la mena laterítica (tipo LB) en Moa detectan diferencias en las densidades de lateritas de frentes de explotación con distintos grado de madurez. También Rojas, 1995 caracterizando los distintos perfiles de la corteza de intemperismo describen diferencias de densidades según el horizonte de meteorización. Valorando la pulpa limonítica Georgiou y Papangelakis (1998) exponen una densidad absoluta de 3,73 g/cm³, acorde con los resultados anteriormente mencionado.

Características químicas de la mena laterítica

Químicamente la laterita de balance del yacimiento Punta Gorda es esencialmente ferrosa, donde el hierro se encuentra entre un 20 a un 48 % según las diferentes fracciones granulométricas, tabla 4. Constituyen elementos mayoritarios: Fe, Si, Al y Mg, con contenidos menores el Cr y Mn. El Ni y el Co son microelementos de mucho interés, además fueron reportados el Cu y el Zn de interés secundarios para el presente estudio.

Tabla IV
Composición química promedio de la laterita de balance, por fracciones granulométricas.

Clases	Composición química de los elementos (%)									
	Ni	Co	Fe	Mn	Mg	Cr	Al	Si	Cu	Zn
Fg1 (-10 + 8,0 mm)	1.53	0.368	20.97	2.91	6.17	0.8	10.81	17.79	0.033	0.033



Fg2 (- 8,0 + 4,0)	1.46	0.224	20.36	2.05	6.37	0.67	9.88	21.7	0.026	0.03
Fg3 (-4,0 + 2,0)	1.51	0.307	21.34	2.48	6.35	0.79	9.46	19.31	0.03	0.041
Fg4 (-2,0 + 1,0)	1.09	0.218	34.6	1.64	1.98	1.41	4.83	6.85	0.021	0.055
Fg5 (-1,0 + 0,4)	1.19	0.249	39.31	1.79	1.16	2.13	3.83	4.57	0.019	0.056
Fg6 (- 0,4 + 0,2)	1.41	0.388	37.29	2.84	0.83	2.17	3.68	3.98	0.021	0.055
Fg7 (-0,2 + 0,071)	1.48	0.339	39.34	2.49	0.71	2.44	3.36	4.02	0.017	0.044
Fg8 (- 0,071 + 0,044)	1.39	0.188	43.6	1.38	0.62	2.65	3.16	3.82	0.016	0.04
Fg9 (- 0,044)	1.36	0.089	48.79	0.64	0.57	1.91	3.26	3.59	0.017	0.046

El hierro se tiende a concentrar en las fracciones granulométricas menores de 1,0 mm, en particular en la fracción más fina Fg9 (- 0,044 mm.), figura 1. Detectándose una marcada diferencia en los contenidos de Fe, a partir de las fracciones menores de 2,0 mm (de Fg4 hacia Fg9), donde el hierro incrementa su contenido en las fracciones más fina, llegando alcanzar hasta un 48 %, en tanto en las fracciones gruesas sus contenidos son del orden del 20 %.

En el caso del aluminio, este metal incrementa su contenido en las fracciones granulométricas mayores de 2,0 mm, en las cuales su contenido es del orden de 10 %, en tanto en las clases más finas disminuye sus valores alrededor de 3,6 %.

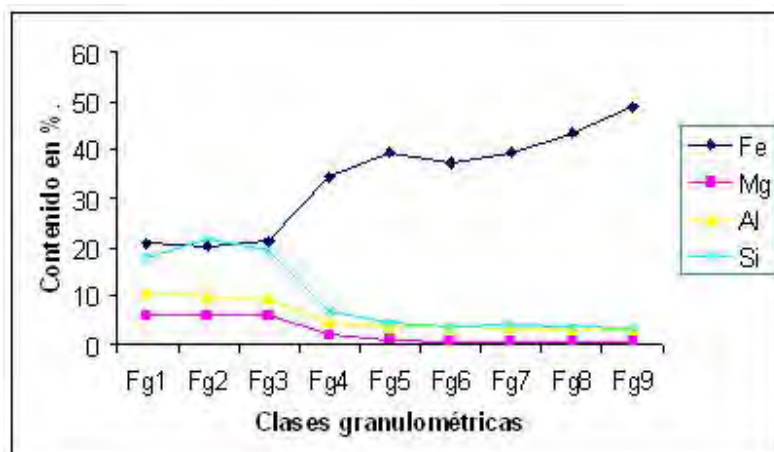


Figura 1. Variación de contenido del Fe-Al-Mg-Si en la laterita de balance del yacimiento Punta Gorda.

Es significativo para el silicio y el magnesio su incremento en las fracciones mayores de 2,0 mm (de Fg3 a Fg1), en las cuales alcanza valores de hasta 21 % para el Si y 6,3 % para el Mg, tabla 4. En tanto disminuyen significativamente su contenido en las fracciones menores de 2,0 mm, donde el Si posee valores alrededor de un 7 a un 3,5 %, y el Mg de 1,9 a un 0,5 %. De manera general, el tamaño de grano de 1,0 mm constituye una "barrena" significativa para concentrar Mg, Al y Si.

El cromo tiende a concentrarse en las partículas menores de 1,0 mm y mayores de 0,044 mm, alcanzando su máximo contenido en la clase granulométrica Fg8 (- 0,071 + 0,044 mm).

Al manganeso se le observa una tendencia de concentración muy peculiar en este material laterítico de balance, Figura 2, posee dos grupos granulométricos notables: por una parte se



concentra en las fracciones gruesas mayores de 2,0 mm, en particular en los granos mayores de 8,0 mm donde alcanza un 2,9 % de Mn. Y por otra parte en las fracciones medianamente finas, menores de 0,4 mm y mayores de 0,071 mm, donde alcanza valores de hasta 2,84 %.

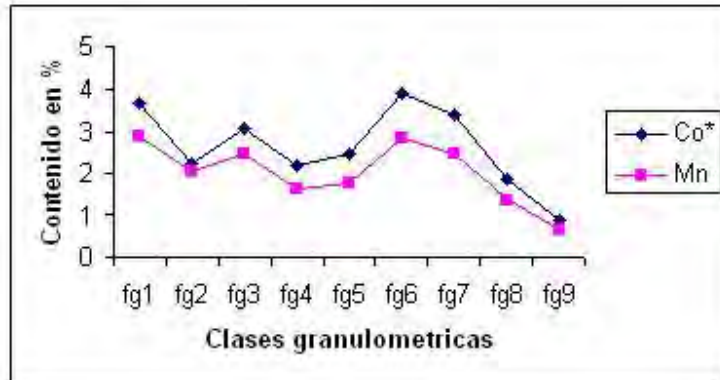


Figura 2, Variación de contenido del Mn y Co. en la laterita de balance del yacimiento Punta Gorda. * El valor de cobalto es multiplicado por x10.

Respecto a los metales de máximo interés, Ni y Co, vale decir que en el material laterítico de balance investigado posee contenidos apreciables de estos metales, cumpliendo los parámetros industriales requeridos para esta materia prima mineral. Es significativo los altos valores de Co que posee, incluso en las fracciones más pobre en este metal, en este caso las partículas menores de 200 mesh. De las nueve fracciones analizadas, ocho de ellas poseen contenidos de Co por encima de 0,15 %. Se detecta que su concentración en las lateritas es a partir de granos con tamaño mayores de 0,071 mm, tabla IV, donde sus contenidos son superiores al 0,2 % de Co, alcanzando los valores máximos en las fracciones Fg6, Fg7 y Fg1.

Se observa además, que el cobalto y el manganeso tienen una tendencia muy parecida en su concentración, como lo ilustra las figuras 2. Resulta interesante que en estos metales se evidencia una nítida tendencia de decrecimiento en su contenido desde las fracción Fg6 hasta la más fina Fg9, cosa que no ocurre así para fracciones mayores a 0,4 mm.

Para el níquel no se observa una tendencia de concentración según una granulometría determinada, como en los otros metales, lo cual resulta extraño, pues ya otros investigadores habían detectado para este metal una tendencia de concentración bien manifiesta. Rojas Purón (1995) establece para el material ocroso niquelíferos de perfiles lateríticos de Moa que el Ni tiende a concentrarse hacia las fracciones más fina, menores de 45 micrones, en correspondencia con lo obtenido por Almaguer y Zamarsky (1993).

Mineralogía por fracciones granulométricas

La composición mineralógica de las diferentes fracciones granulométricas, tabla V y figura 4 y 5 evidencia que las fases minerales predominantes son los óxidos de Fe, fundamentalmente goethita. Es significativa la gibbsita, sobre todo en las cinco fracciones más gruesas, y en un tercer orden de abundancia están los silicatos de Mg: una fase de serpentina y clorita, concentrándose en las fracciones más gruesas. Se detectan bien las fases de hematita, maghemita y magnesioferrita (Oustromov y Blanco, 1987; Fernández, 1992; Almaguer, 1993,1995) aunque en contenidos por debajo del 10 %. (Oliveira y otros, 2001; Almaguer, 1995)



Tabla V

Composición mineralógica cuantitativa en peso % por Difracción de Rayos – X de la Laterita de Balance, por fracciones granulométricas (%)*.

Minerales	Fg1	Fg2	Fg3	Fg4	Fg5	Fg6	Fg7	Fg8	Fg9
Chlorita Iib-2	13.4	7.3	9.2	5.4	3.36	2.43	2.21	7.3	3.09
Gibbsita	44	25.5	27.3	22.9	15.7	8.9	7.6	0.4	1.67
Goethita	16	43.3	35.2	53.5	67.3	70.4	68.5	78.7	83.1
Hematita	2.7	0	3.71	1.3	1.93	2.77	3.89	0.86	4.53
Litioforita	4.3	3.94	4.98	4.68	3.29	3.66	6.21	1.67	0
Lizardita1T	8.66	12.96	9.89	7.82	1.41	1.43	1.22	3.88	0.58
Maghemita	1.15	0	0.84	0	5.9	6.34	2.45	0	7
Magnesiochromita	0.97	4.66	6.42	2.68	0.75	3	6.77	7.07	0.01
Magnetita	0	0.25	0.79	0	0	0	0	0	0
Cuarzo	8.83	2.18	1.75	1.63	0.39	1.13	1.23	0.07	0
Total	100.01	100.09	100.08	99.91	100.03	100.06	100.08	99.95	99.98

*: En el cálculo cuantitativo se empleó el software AUTOQUAN.

También en algunas muestras existe cuarzo, que se concentra en la fracción más gruesa (-10 + 8,0 mm) donde llega alcanzar valores próximos al 10 %. La magnetita sólo se detecta en dos muestras y en poca cantidad.

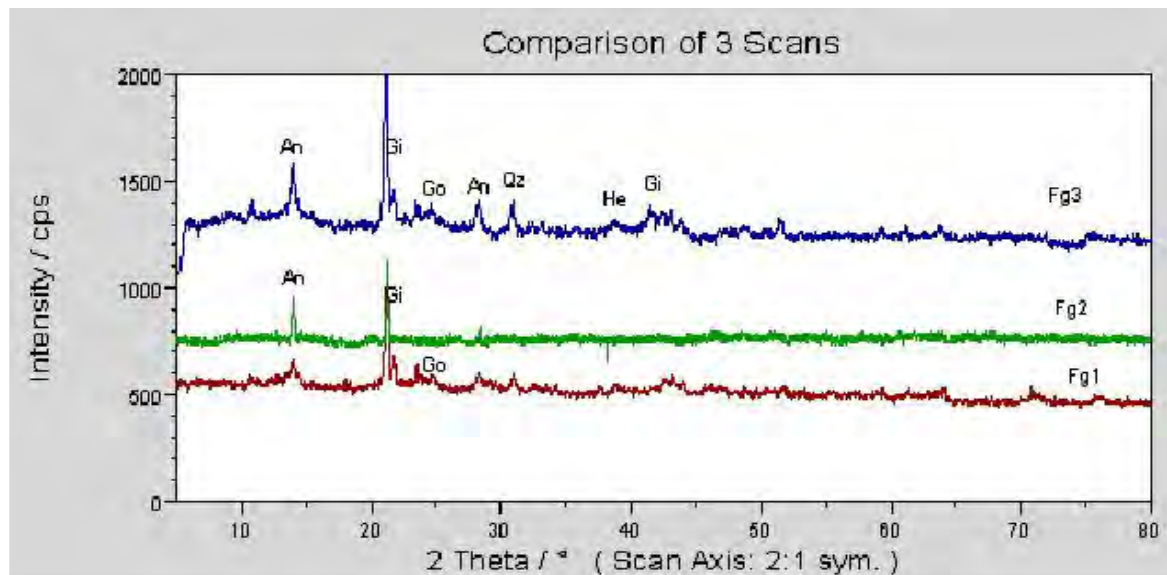


Figura 3. Contenido de los minerales en las fracciones gruesas de la laterita de balance del yacimiento Punta Gorda. **Gi** = Gibbsita, **Gi**=Gibbsita, **H** = Hematita, **An**= Antigorita, **Qz** =Cuarzo.

Fracciones: **Fg1**(-10+8)mm; **Fg2** (-8+4)mm; **Fg3** (-4+2)mm.

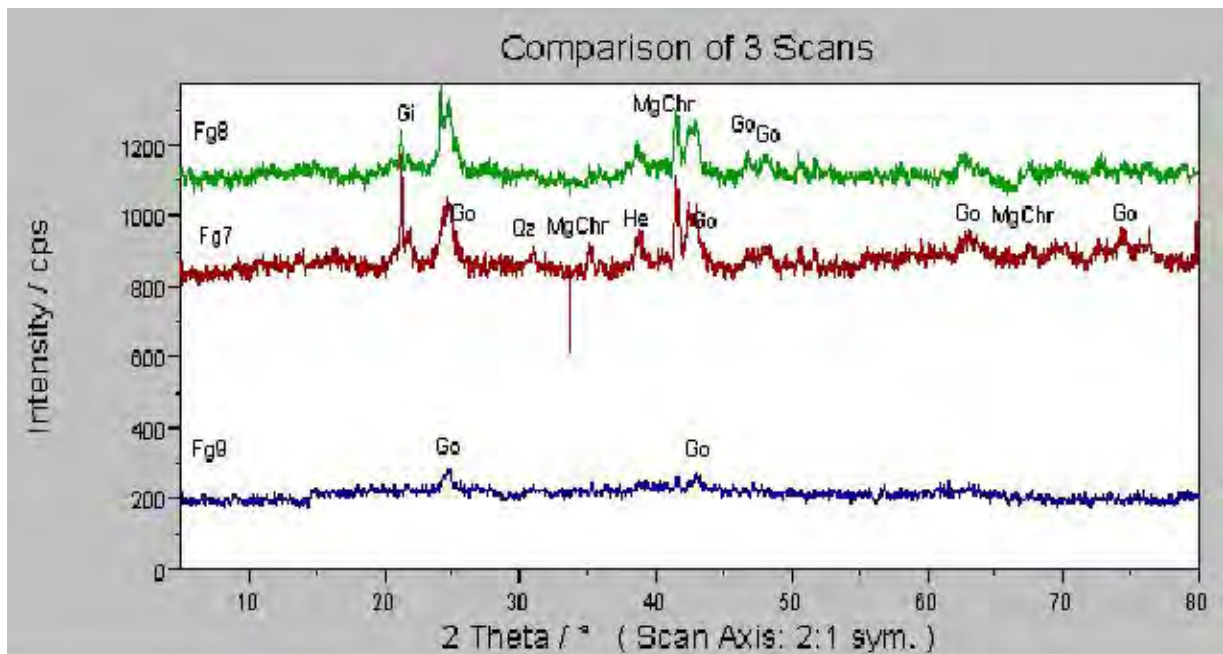


Figura 4. Contenido de los minerales en las fracciones finas de la laterita de balance del yacimiento Punta Gorda. Go = goetita, Gi = gibbsita, MgChr = Magnesiochromita, He = hematita, Qz= cuarzo. Fracciones: Fg7 (-0.2+0.071) mm; Fg8(-0.071+0.44) mm; Fg9- (-0.44+0.0)mm.

Resulta interesante la presencia de una fase de Mn: lithioforita, detectada por difracción de rayos – X según los reflejos 4,72 y 9,49 Å° ; presentándose según granos coniforme de color negro y no magnético, concentrado principalmente en las fracciones de 2,0 a 0,071mm, observándose asociada a la gibbsita y goethita, paragénesis mineral ya reportada por Manceau y otros (2002) y Tokashiki y otros (2000). Esta fase mineral requiere de un estudio más detallado.

CONCLUSIONES

1. La laterita de balance procedente del yacimiento Punta Gorda está compuesta principalmente por partículas menores de 0,2 mm, los cuales representan el 87 % en peso de la muestra, alcanzando los granos menores de 0,044 mm casi el 70 % del peso de la muestra.
2. Valorando la densidad de la mena laterítica de Ni, para cada una de las fracciones granulométricas, estas poseen valores entre 2,50 y 3,48 g/cm³. Donde se observa una tendencia de aumentar sus valores hacia las fracciones más finas.
3. Químicamente el material laterítico de balance es esencialmente ferroso, donde el hierro se encuentra entre un 20 a un 48 % según las diferentes fracciones granulométricas. Constituyen elementos mayoritarios: Fe, Si, Al y Mg, con contenidos menores el Cr, Mn, Ni, y el Co. Donde se pudo contactar que la mayoría de estos metales presentan una fracción granulométrica de concentración bien definida.



RECONOCIMIENTO

Agradecemos la colaboración del Ing. Arturo Alderi, de la Empresa de Níquel "Comandante Che Guevara" por los trabajos de muestreo. Además al Laboratorio Central de Moa Nickel S.A. en la realización de los análisis químicos.

REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA

- Almaguer A., V. Zamarsky, 1993. Estudio de la distribución del Fe, Ni y Co en los tamaños de granos que componen el perfil de las cortezas de intemperismo de las rocas ultrabásicas hasta su desarrollo laterítico y su relación con la mineralógica. *Revista Minería y Geología (Cuba)*, No2/93 : 17-24.
- Almaguer, A., 1995. Cortezas de intemperismo: algunas características de sus partículas finas. *Revista Minería y Geología(Cuba)*,No. 1/95:9-19.
- Beyris, P., 1997. Mejoramiento del proceso de sedimentación de la pulpa del mineral laterítico de la empresa Pedro Sotto Alba, Moa Nickel S.A. Tesis Doctoral del ISMM, Moa, Cuba: 118 p.
- Coello, A. L., P. Beyris, A. Hernández, B. Ramírez, 1998. Distribución fraccional de los valores metálicos en el escombros laterítico. *Revista Minería y Geología(Cuba)*, XV (1): 37-42.
- Georgiou, V.G., D. Papangelakis, 1998. Sulphuric acid pressure leaching of a limonitic laterite: chemistry and kinetics. *Hydrometallurgy*, Vol. 49: 123-46.
- Hernández, A., 1997. Determinación de esquemas racionales para la preparación y beneficio integral de minerales lateríticos. Tesis doctoral, ISMM, Moa, Cuba:94p.
- Hernández A., J. Falcón, R. Trujillo, M. Toirac, 2000. Análisis teórico del beneficio de la laterita. *Revista Minería y Geología(Cuba)* ,XVII (3-4) : 73-78.
- Oliveira, S. M. B., C. S., de Moya Partiti, J. Enzweiler, 2001. Ochreous laterite: a nickel ore from Punta Gorda, Cuba. *Journal of South American Earth Sciences*, 14: 307-317
- Ostroumov, M. N., J. Blanco, 1987. Caracterización mineralógica de las lateritas del sector Atlantic de la mina Moa. *Revista Minería y Geología (Cuba)*. 5(1No.): 3-20.
- Pérez-Mello, N. C., 2003. Comparación de métodos de estimación y simulación para el calculo de los recursos tomando como ejemplo el bloque O48 del yacimiento Punta Gorda. Tesis en opción al Grado Académico de Master en Ciencias Técnicas., ISMM, Moa, Cuba: 80p.
- Ponce, N., D. Carrillo, 1984. Mineralogía y composición sustancial de las menas ferro niquelífera del yacimiento Delta, Moa. *Serie Geológica No.1*:316
- Ponce, N., D. Carrillo, 1988. Mineralogía y composición sustancial de las muestras patrones de lateritas. *Serie Geológica No.3*: 75-82.
- Quintana, R., González R., 1984. Estudio de la pulpa cruda del mineral laterítico del yacimiento Moa: Análisis granulométrico, *Revista Minería y Geología (Cuba)* No 3/84:135-146
- Ramírez, M., 2002. Estudio de beneficiabilidad de los escombros lateríticos de la región Moa". Tesis de Maestría. ISMM, Moa, Cuba:54p
- Rojas, A. L., 1995. Principales fases minerales portadores de níquel en los horizontes lateríticos. Tesis doctoral, ISMM, Moa, Cuba:75p.
- Rojas, A. L., G. Orozco, 1994. Iniciación al estudio de las fases minerales portadoras de Ni en el horizonte limonítico del yacimiento Moa, *Revista Minería y Geología (Cuba)* 1/94: 11-15.
- Rojas, A. L., P. Beyris, 1994. Influencia de la composición mineralógica en la sedimentación del material limonítico de frentes de explotación de la industria "Pedro Sotto Alba". *revista Minería y Geología No. 1/94*. pp. 13-17.
- Tokashiki, Y., T. Hentona, M. Shimo, L. P. Arachchi, 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. Division S-5- Petrology* 67. 837-843.
- Valix, M., W.H. Cheung, 2002. Study of phase transformation of laterite ores at high temperature. *Minerals Engineering*. 15.:607-612.
- Vera, A., 1979. Introducción a los yacimientos de níquel cubanos. La Habana, Editorial Orbe:213p.



Vera, O., 2001. Procedimiento para la determinación de las redes racionales de explotación de los yacimientos de níquel y cobalto en la región Moa. Tesis en opción al grado científico de Doctor en Ciencias Técnicas, ISMM, Moa. Cuba: 111p.



EVALUACIÓN DE LA EFICIENCIA TÉCNICO - ECONÓMICA DE LAS TECNOLOGÍAS DE MINERAS APLICADAS EN EL YACIMIENTO PUNTA GORDA

María Isabel García De la Cruz⁽¹⁾, Carlos Charchabal Zúñiga⁽¹⁾, Norys Larramendis Reyes⁽¹⁾

(1) Empresa Cde. Ernesto Che Guevara, Carretera Moa Baracoa, Yyagrumaje Km 5 1/2 Punta Gorda Moa Holguin Cuba.

RESUMEN

Durante los primeros años de explotación del yacimiento Punta Gorda, no se lograba alcanzar los parámetros de diseño productivos tanto en la actividad minera como el resto del proceso. Siendo la actividad minera el eslabón fundamental del proceso por ser la responsable de suministrar la materia prima en cantidad y en calidad al proceso y teniendo en cuenta la proyección de incremento productivo de la planta el cual está respaldado de un proceso inversionista, se hizo necesario evaluar los aspectos que tienen mayor incidencia en este incremento de producción, dentro de ellos se determinaron, las diferentes tecnologías aplicadas, condiciones mineros geológicas del yacimiento y otras que inciden directamente en el incremento de la eficiencia productiva. Valorando la incidencia que tienen las tecnologías mineras en este aspecto se realizó el presente trabajo, el cual tiene como objetivos, evaluar el comportamiento de la eficiencia técnico económica de las tecnologías mineras aplicadas para la extracción y transporte de la materia prima, comparar el efecto económico de las inversiones con lo proyectado en los Estudios de Factibilidad que fundamentaron dichas inversiones, formular propuestas para la adquisición de estas tecnologías mineras basado en el comportamiento de las mismas durante su explotación; todo esto en la Unidad Básica Minera de la Empresa Cde. Ernesto Che Guevara.

Como resultado del trabajo, se demuestra la superioridad técnico – económica de algunas tecnologías con relación a las otras, en la explotación del yacimiento Punta Gorda, la disminución de la afectación al medio ambiente con mayor aprovechamiento de la materia prima, así como fundamentación técnico económica para la adquisición de tecnologías mineras que aporten mayor eficiencia en la explotación de los yacimientos mineros de la Empresa Cde. Ernesto Che Guevara.

ABSTRACT

During the first years of exploitation of the Punta Gorda's ore body, it was not possible to reach the productive design parameters, both in the mining activity and the rest of the metallurgical process. Because of mining activity is the fundamental link in the process, because of it is the responsible to supply the ore, both in quantity and in quality to the process and taking account the forecasting of productive increment of the plant, which is supported for an investor process; became necessary to evaluate the aspects that have bigger incidence in this production's increment; the evaluated aspects were the following: the different technologies applied, geological-mining conditions of ore bodies and others that impact directly in the increment of the productive efficiency. The present work was carried out through the evaluation of the incidence that have mining technologies in these aspects, it has as objectives, to evaluate the behavior of the technical-economical efficiency of the mining technologies applied to extraction and transport of ore, to compare the economic effect of the investments with the Feasibility Study, which justified the same ones, to formulate proposals for the acquisition of these mining technologies based on its behavior during the exploitation in Mining Basic Unit Cde. Ernesto Che Guevara's Enterprise.

The results of this work are demonstrated in the technical-economic superiority of some technologies versus to the other ones, the decrease of the affectation to the environment with bigger use of ore, as well as technical-economic foundation for the acquisition of mining technologies so that they contribute bigger efficiency in the exploitation of ore reserves.

INTRODUCCION



El inicio de la explotación del yacimiento Punta Gorda se realizó con tecnología de procedencia soviética, existiendo un esquema de negociación que permitía la explotación sin riesgos a problemas de garantía de disponibilidad de los mismos, además de los servicios de asesoría técnica y entrenamiento del personal de mantenimiento y operaciones. Al derrumbe del campo socialista estas tecnologías alcanzaban los cinco (5) años de explotación, unido a la falta de servicio de abastecimiento de piezas de repuestos, atención a las averías mayores de los equipos, asistencia técnica, cancelación del contrato de compra de repuesto que permita mantener la disponibilidad de los equipos, por lo que no se garantizaba la estabilidad de los niveles de producción en esta etapa de la industria.

La Planta Cdte. Ernesto Che Guevara se plantea un aumento de la capacidad productiva, que viene respaldado por un proceso inversionista, encaminado a un aumento de la productividad y la eficiencia metalúrgica, que en una primera etapa, nos llevaría a alcanzar una producción de 36 200 toneladas de Níquel + Cobalto, teniendo en cuenta que la actividad minera, es fundamental en la estructura de la misma, porque en ella recae la responsabilidad de suministrar los volúmenes de materia prima, requerida para la realización de estas producciones, con la calidad requerida, desde el año 1997 se ha venido trabajando en la reposición de las tecnologías mineras para lograr aprovechamiento óptimo y racional de los yacimientos, recuperar las reservas de mineral que quedan en los fondos de los frentes mineros, recuperar el atraso que existe en el escombrecimiento con relación a la minería, aumentar la eficiencia operativa del equipamiento minero y proteger el medio ambiente.

Este proceso inversionista está respaldado por estudios de factibilidad, en los que se adquirió equipamiento para la actividad de extracción y transporte de mineral, retroexcavadoras, cargadores y camiones articulados todos marca Volvo; manteniéndose en esta actividad como tecnología soviética las excavadoras de arrastre (dragalinas) las cuales realizan la extracción de la masa minera de forma combinadas con las retroexcavadoras. Las labores auxiliares o complementarias a la extracción de mineral (el Desarrollo Geológico, Destape de Reservas y la Construcción de Caminos), se ejecutan con la utilización de perforadoras, moto niveladora, bulldozers, compactador; que por no existir el completamiento del parque y por el mal estado técnico de los mismos ha sido necesario contratar estos servicios a terceros.

MATERIALES Y METODOS

Este trabajo tiene como objetivo fundamental evaluar las tecnologías mineras con la cual se ha explotado el yacimiento Punta Gorda en el período desde el segundo quinquenio hasta el año 2003. Para lograr los mismos se utilizaron las estadísticas de explotación, de mantenimiento y económica de la explotación minera, manuales de explotación de las diferentes tecnologías e informaciones técnicas.

El desarrollo del mismo se hizo en tres etapas:

1. Primera etapa: Evaluación de las tecnologías soviéticas durante el período (1996-1998).
2. Segunda etapa: Evaluación de las tecnologías adquiridas en los años 1997 y 1998 por un período de (1997-2003).
3. Tercera etapa: Evaluación de las tecnologías adquiridas en el año 2001 en el período de (2001-2003).

Las evaluaciones se hicieron sobre la base del comportamiento de la disponibilidad técnica, estado técnico, productividad técnica, costo de operación y efectividad en las labores mineras.

DISCUSIÓN



Primera etapa.

Se evalúa el equipamiento que operaba en la Mina en su totalidad de procedencia soviética con más de 10 años de explotación y sometidos a un submantenimiento, sostenido por las dificultades con el suministro de piezas de repuesto. A ello se agrega que estaban conformados con una tecnología de fabricación con atraso de más de 30 años, si se comparan con sus similares actuales.

Tabla No. I. Estado técnico de la técnica soviética.

No	UNIDAD	TOTAL	BIEN	REGULAR	MAL
1	Camión Rígido	14	0	2	12
2	Excavadora	6	2	4	0
3	Bulldozers	7	0	1	6
4	Moto traíllas	3	0	0	3
5	Moto niveladora	2	0	0	2
6	Cargadores	1	0	0	1
7	Retroexcavadora	1	0	0	1
9	Total	34	2	7	25

Como se refleja en la tabla No. I, la situación técnica del equipamiento era crítica a tal punto que el 73.5 % estaba en malas condiciones, el 20.6 % se consideraban regular y solo el 5 % en buenas condiciones, lo que se hace imposible garantizar la producción a la Planta. El costo real incurrido por esta tecnología era de \$/ton 1.48 de mineral minado y transportado.

De estas tecnologías la mas estable en su explotación durante esta etapa son las excavadoras marca Dragalina modelo esh5/45 que están prevista continuar su explotación hasta el año 2010.

Tabla No. II. Comportamiento de la productividad de las tecnologías soviéticas.

No	INDICADORES	u/m	1996	1997	1998
1	Camión Rígido	M3/h	67.30	66.04	58.24
2	Excavadora	M3/h	223.41	214.28	214.00
3	Bulldozers	M3/h	170.00	166.00	145.7
4	Traíllas	M3/h	49.26	48.87	45.5
5	Moto traíllas	M3/h	55.45	50.28	50.9
6	Moto niveladora	M3/h	128.00	121.00	118.3
7	Cargadores	M3/h	50.45	48.20	46.7
8	Retroexcavadora	M3/h	74.23	65.00	65.00

Tabla No. III. Comportamiento del costo de operación de la técnica soviética que se mantendrá en operaciones.

No	INDICADORES	1996	1997	1998	TOTAL
1	Materiales	304322.96	310533.64	92589.88	707446.48
2	Mano de obra	235609.33	240417.69	58997.27	535024.29
3	Combustible	170102.25	166766.92	27076.2	363945.37
4	Amortización	490090.41	500092.26	132582.41	1122765.08
5	Gastos totales	1200124.97	1217810.51	311245.76	2729181.24
6	Diesell	907953.34	926483	229901	2064337.34
7	Mineral	1596013	1580211	399033	3575257
8	Costo	0.752	0.771	0.780	0.763



En éste, los de mayor incidencia son los bulldozers, que tienen un costo de operación de \$/ton 0.35, no se incluyó su reposición en los dos primeros periodos de inversiones; el déficit de disponibilidad de los mismos se suple con contratos a terceros a un costo de \$/m3 1.73 a 1.90 removido.

Unido a la situación de las tecnologías soviéticas, se hace referencia a las características geólogo mineras del yacimiento Punta Gorga, entre las fundamentales tenemos, la altura de 10 a 180 m sobre el nivel del mar, gran regularidad topográfica, pendientes promedio de 6 %, mineralización caracterizada por su yacencia horizontal, en potencias promedio entre 8 y 10 m y cubiertas de escombros entre 6 y 8 m, terreno arcilloso con gran existencia de gravillas, distancia de transportación entre frentes de minería de 1.5 a 2.0 kilómetros y mayores, y distancia entre los Puntos de Recepción de Mineral al yacimiento de 3.0 a 5.0 kilómetros. Estas características, junto al promedio de precipitaciones anuales que se mantiene entre los 1 700 y los 1 800 mm, provocan que las condiciones hidrogeológicas sean complejas, por lo que las condiciones de explotación son valoradas dentro de la categoría de alta peligrosidad, requiriéndose de combinaciones secuenciales de minería y labores de destape para una explotación más racional del mismo.

Valorando que este yacimiento suministrará el mineral a la Planta sin mezclar con otros yacimientos hasta el año 2005 y mezclando con otros de la base minera hasta el año 2010 y que la extracción se ejecutaba solo con excavadoras eléctricas de arrastre (o dragalinas) que por sus características y estado técnico provocan una baja recuperación de los minerales de los fondos perdiéndose hasta un 15% como promedio, empobrecimiento con rocas estériles que al incorporarse a la masa mineral alimentada al proceso industrial provocan diluciones de hasta -0,16%, insuficiente drenaje de los frentes de minería dada la gran variabilidad de los fondos requiriendo el auxilio de equipos de bombeo por la predominante acumulación de agua en los mismos, la poca movilidad, que por su diseño poseen estas excavadoras, limita las posibilidades de mezcla de diferentes frentes para el logro de una mejor homogenización por esta vía, requiriéndose del uso de un mayor número de estos equipos y por consiguiente un mayor grado de subutilización (hasta un 25-30% de las capacidades instaladas; se requieren soluciones eficientes que conlleven a lograr un mayor aprovechamiento de los recursos.

De mantenerse esta situación, a partir del año 1997, no se garantizarían los niveles de extracción de mineral necesario para asegurar el cumplimiento de los planes de producción de níquel + cobalto y aún menos los incrementos proyectados para los años siguientes, así como la eficiencia económica prevista para esta actividad y considerando que la Empresa "Comandante Ernesto Che Guevara" tenía proyectado la ejecución de un proceso inversionista para la modernización y ampliación de sus instalaciones, con el propósito de incrementar la producción de concentrados de níquel más cobalto hasta 50 000 t/año. Para lograr tal nivel de producción se hace necesario procesar aproximadamente 5 200 000 t/año de mineral base seca, con la calidad requerida, por estas razones era necesario la sustitución del equipamiento minero.

Teniendo en cuenta que los convenios comerciales de adquisición de tecnologías mineras, ya no existen, siendo necesario créditos financieros y que con creciente desarrollo de esta actividad los precios de los mismos han ido incrementándose, se hace necesario evaluar el comportamiento de las tecnologías adquirida desde el año 1997 en el que se inició la modernización y reposición de la técnica soviética, por tecnología de primer mundo, fundamentada en la proyección de los Estudios de Factibilidad, que justifican los planes de inversiones a corto y a largo plazo, teniendo en cuenta entre los aspectos principales las condiciones de explotación a las que están sometidas y a los gastos incurridos por concepto de mantenimiento, reparaciones y operaciones. Este proceso inversionista se dividió en dos periodos. La segunda etapa de la investigación comprende el primer período de inversiones.



Segunda Etapa: Se adquirieron Tecnologías de transporte rígido y articulado para el acarreo de la masa minera, retroexcavadoras y cargador para la extracción y carga, moto niveladoras para las labores auxiliares y camión de servicios para el mantenimiento en el campo. Todos en los años 1997 y 1998. En esta etapa se evalúa el comportamiento de estas tecnologías desde el año 1997 hasta el año 2003, relacionado con el costo de operaciones, la disponibilidad técnica, y la productividad horaria y la comparación del costo de operaciones con el proyectado en el estudio de factibilidad en un período de tres años.

Relación de equipos adquiridos.

- Siete (7) Camiones articulados marca Volvo, modelo A35C.
- Tres (3) Retroexcavadoras marca Volvo, modelo EC 650 y EW200
- Un (1) Cargador frontal marca Volvo Modelo L90C.
- Camión Rígido Marca Euclid, modelo R60
- Una (1) Moto niveladora Marca Galion, modelo 850
- Un (1) Camión Servicios.



Tabla No. IV. Comportamiento del costo de operación de los equipos adquiridos



en el primer período de inversiones.

No	INDICADORES	1997	1998	1999	2000	2001	2002	2003
1	Materiales	28877.4	575612.9	587125.1	598867.6	616833.7	345367.7	172683.8
2	Mano de obra	38325.8	66624.1	67956.64	69315.77	71395.24	39974.49	19987.24
3	Combustible	161060.7	341461.4	348290.6	355256.4	365914.1	204876.8	102438.4
4	Amortización	282198.3	891661.2	909494.42	927684.3	955514.8	534996.7	267498.3
5	Gastos totales	510462.3	1875359.7	1912866.9	1951124.2	2009657.9	1125215.8	562607.9
6	Diesel	894782	1897008	1915978.0	1877658.5	1821328.7	910664.3	455332.1
7	Escombros	242268	875148	883899	901577	928624	557174	334304
8	Mineral	1752880	2692760	2719687	2175750	1523025	761512	380756
9	Costo	0.252	0.511	0.516	0.612	0.784	0.812	0.745

Tabla No. IV. Comportamiento de la Productividad de la técnica adquirida en el primer período de inversiones.

No	INDICADORES	U/M	1997	1998	1999	2000	2001	2002	2003
1	Camión Articulado	M3/h	68.00	68.5	53.8	63.8	72.7	61.3	43.2
2	Retroexcavadora	M3/h	160.2	156.3	144.7	62.6	72.5	0.0	0.0
3	Cargadores	M3/h	60.00	55.3	50.2	48.4	45.00	45.00	45.00
4	Camión Rígido	M3/h	79.7	73.56	92.55	73.64	68.25	0.00	0.00
5	Moto niveladora	M3/h	180.9	180.2	180.1	170.3	165.0	160.0	150.0
6	Camión Servicios	M3/h	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00

Tabla No. V. Comportamiento de la disponibilidad de la técnica adquirida en el primer período de inversiones.

No	INDICADORES	U/M	1997	1998	1999	2000	2001	2002	2003
1	Camión Articulado	%	84.4	83.1	77.0	72.0	65.0	43.0	48.3
2	Retroexcavadora	%	85.0	83.7	0.80	74.05	64.2	0.00	0.00
3	Cargadores	%	90.00	86.0	0.76	75.0	73.0	65.0	64.0
4	Camión Rígido	%	90.28	72.3	73.0	65.0	62.3	0.0	0.0
5	Moto niveladora	%	97.5	95.0	90.0	80.0	75.0	65.0	0.00
6	Camión Servicios	%	95.0	95.0	95.0	90.0	82.0	79.0	77.0

Tabla No. VI. Comportamiento del costo de operaciones con relación al lo planificado en el Estudio de Factibilidad

	Años	1997		1998		1999	
No	INDICADORES	PLAN	REAL	PLAN	REAL	PLAN	REAL
1	Materiales	609432.14	28877.45	821626.0	575612.9	838058.58	587125.1
2	Mano de obra	46377.11	38325.83	91293.11	66624.16	93118.972	67956.64
4	Combustible	212089.58	161060.73	161136.5	341461.4	164359.23	348290.6
5	Amortización	353943.97	282198.3	249993.87	891661.2	254993.7	909494.4
6	Gastos totales	1221842.8	510462.3	1442312.7	1875359.7	1471159.0	1915978.9
7	Diesel	1178275	894782	1895203	875148	1913106	915978
8	Escombros		242268		875148		883899
10	Mineral	1508448	1752880	1717039	2692760	1751379	2719687
11	Costo	0.810	0.252	0.840	0.511	0.840	0.516

Tabla No. VII. Factibilidad de la Inversión.



No.	LINEA DE EQUIPOS	U/M	COSTO TOTAL
1	Cantidad de equipos	U	17
2	Costo total de la inversión	\$	6441582.74
3	Ganancia de la inversión	\$	1655034.432
4	Tasa interna de retorno	%	0.26
5	Tiempo de recuperación	Años	3.89

Con este equipamiento se logró un incremento de la producción anual de 2 175 750 ton de mineral alimentar al proceso y de 928 624 m3 de escombros. Los resultados del comportamiento de las diferentes tecnologías muestran que los equipos marca Volvo de la serie C, camiones articulados y cargador, han logrado los indicadores proyectados, no así las retroexcavadoras que no han garantizado estabilidad de operación en 3 turnos de trabajo. Dentro de estas afectaciones a la disponibilidad un 5 % ha sido por problemas de abastecimiento y el resto por la inestabilidad de las máquinas.

Con relación a los Camiones Rígidos marca Euclid, solo en su primer año de trabajo cumplieron con la disponibilidad técnica proyectada; por la falta de aseguramiento técnico para el mantenimiento y averías, unido a esto las condiciones de explotación que no eran las mejores, ya en el año 2001 se iniciara la reposición del primer camión Euclid por un camión articulado marca Volvo de la serie "D".

Estas tecnologías permitieron introducir la minería combinada, utilizando la extracción con dragalinas y retroexcavadora lográndose la recuperación de reservas de los fondos mineros hasta un 4 % y disminuir la dilución del níquel hasta valores de - 0.08 %. Además de la minería por banco y en laderas pronunciadas.

Como vía para dar continuidad al proceso inversionista y garantizar la proyección de la Empresa se ejecutó la segunda adquisición de tecnologías en la etapa.

Tercera etapa: Equipos de transporte, carga y apoyo a la producción. Comprende el año 2001. Se introduce la serie "D" en los equipos marca Volvo, debido a que técnicamente son una tecnología más avanzada, además están diseñados sobre los logros y deficiencias de la serie "C".

Mejoras introducidas a la Serie "D".

Mayor capacidad de carga en toneladas. De 35 ton a 40 ton es decir 5 toneladas por camión.

1. **Mayor confort para el operador.** Además de la climatización de la cabina y la radio casettera, la comodidad está basada en una suspensión y un concepto de diseño de la cabina de probada calidad. Esto en combinación con el uso de motores y cajas de cambios nuevas, le permite conducir a velocidades medias más elevadas, ofrecen una mayor visibilidad alrededor de la máquina, tienen una excelente maniobrabilidad, una potente dirección y frenos seguros.
2. **Garantizan la reducción de los tiempos de inmovilización por razones de servicios diarios.** Con la utilización de controles supervisados de nivel de aceites y líquidos y nuevos tipos de cojinetes. Estos equipos no tienen puntos de engrase diarios o semanales, los cojinetes de articulación de dirección y el cilindro de dirección y los cojinetes de la articulación del bastidor están engrasados de por vida. La existencia de pocos puntos de engrase de fácil acceso la apertura de 90 % del capó, la rejilla delantera abatible y la prolongación de los intervalos de servicios contribuyen a simplificar el mantenimiento.
1. **Alto nivel de automatización.** Facilita mayor información al operador y al personal de mantenimiento. Están dotado de un sistema de comunicación



inteligente, avisa si está levantando el volteo, si el cinturón de seguridad está sin abrochar o la puerta está abierta.

2. **Mayor facilidad para el mantenimiento y los servicios técnicos.** Reducción de los trabajos de mantenimiento, los controles de nivel corren a cargo del sistema de información. Las superficies antideslizantes y los barandillas facilitan y hacen mas seguros el acceso para desplazarse por diferentes partes de la maquina.
3. **Mayor cumplimiento de las normas medioambientales:** Los controles electrónicos contribuyen a reducir las emisiones al medio, los motores cumplen con las normativas de emisiones Stop 2.
4. **Menor costo de operación.**
 - Reducción del número de cambio de aceite.
 - Reducción del consumo de combustible (por sistema hidráulico sensible a la carga).
 - En el sistema hidráulico puede utilizarse aceite biodegradable.
 - Menos derrame y menos material de mantenimiento (aceite, filtros).

Relación de equipos.

- Ocho (8) Camiones articulados marca Volvo, modelo A40D.
- Dos (2) Cargadores frontales marca Volvo, modelo L120D.
- Una (1) Moto niveladora marca Volvo, modelo J870.
- Un (1) Manipulador de Neumático, marca Volvo.

Tabla No.VIII. Comportamiento de los equipos adquiridos en el segundo período de inversiones.

No.	INDICADORES	2001	2002	2002	TOTAL
1	Materiales	73883.28	225360.94	278079.35	577323.57
2	Mano de obra	55206.21	56201.53	58249.86	169657.60
3	Amortización	60406.16	61614.29	62930.40	184950.85
4	Combustible	115907.28	117066.35	119142.46	352116.08
5	Total de Gastos	305402.93	460243.11	518402.07	1284048.11
6	Diesell	643929.31	650368.60	661902.53	1956200.44
7	Mineral minado	2316675	2378944	2375623	7071243
8	Costo por Tonelada	0.132	0.193	0.218	0.182

Tabla No. IXI. Comportamiento de la Productividad de la técnica adquirida en el segundo período de inversiones.

No	INDICADORES	U/M	2001	2002	2003
1	Camión Articulado	M3/h	68.88	56.22	55.88
2	Cargadores	M3/h	65.3	62.4	65.2
3	Moto niveladora	M3/h	189.7	185.1	150.0
4	Manipulador de neumáticos	M3/h	0.00	0.00	0.00

Tabla No. X. Comportamiento de la disponibilidad de la técnica adquirida en el segundo período de inversiones.

No	INDICADORES	U/M	2001	2002	2003
1	Camión Articulado	%	90.00	89.00	65.00
2	Cargadores	%	95.00	93.4	90.00
3	Moto niveladora	%	95.2	90.3	65.00
4	Manipulador de neumáticos	%	0.00	0.00	0.00

Tabla No. XI. Comportamiento de la Proyección del estudio de factibilidad en este período.



		2001		2002		2003	
No.	INDICADORES	PLAN	REAL	PLAN	REAL	PLAN	REAL
1	Materiales	636098.1	73883.2	747489.4	225360.94	741656.2	278079.3
2	Mano de Obra	154399.8	55206.2	290394.0	56201.53	290394.0	58249.8
3	Amortización	341964.4	60406.1	624840.4	61614.29	624840.4	62930.4
4	Combustible	218197.5	115907.2	396171.8	117066.35	392664.9	119142.4
5	Gastos Totales	1348663.0	305402.9	2056897.7	460243.11	2047556.5	518402.0
6	Combustible	1092787.2	643929.3	1965744.0	650368.60	1946559.6	661902.5
7	Mineral minado	4223654	2316675	4807709	2378944	5175262	2375623
8	Costo tonelada	0.32	0.132	0.43	0.193	0.40	0.218

Tabla No. XII. Factibilidad de la Inversión.

No.	LINEA DE EQUIPOS	U/M	COSTO TOTAL
1	Cantidad de equipos	U	12
2	Costo total de la inversión	\$	4252268.69
3	Ganancia de la inversión	\$	1000000.00
4	Tasa interna de retorno	%	0.24
5	Tiempo de recuperación	Años	4.25

Durante este período se han alcanzado los valores proyectados para las diferentes líneas de equipos,

Los resultados de la producción muestran que desde que se inicio en el yacimiento Punta Gorda la explotación de los equipos marca Volvo han logrado los indicadores, siendo más eficiente la serie D por las mejoras que se le han introducido en su diseño. De estos equipos las retroexcavadoras no alcanzaron toda su eficiencia debido a las frecuentes averías a partir de su segundo año de explotación en el sistema de lubricación, pasadores, motor, caja de giro y otras de menor envergaduras incidiendo negativamente en el costo de operación en \$/ton 0.22, así como en la disponibilidad técnica que no alcanzó el 90 %, por lo que no se adquirieron en el segundo período de inversiones.

En los equipos de apoyo a la producción la moto niveladora marca Galion ha mantenido un comportamiento similar a la Volvo en esta etapa. Teniendo en cuenta que a partir del año 2005 esta previsto la entrada en otros yacimientos mineros, dado al avance de la minería actual, se hace necesario aumentar la potencia en esta línea de equipo, por lo que se prevé mantener la marca Volvo diseñada para trabajar duro y de forma prolongada

RESULTADOS

Además del análisis de cada período de inversiones se realizó la evaluación por líneas y modelos de equipos, este análisis tiene un escenario de tres años (los primeros de explotación) para cada período donde se demuestra que los camiones articulados de la serie C tiene un costo mayor de operación en 0.33 que los de la serie D debido a menor consumo de lubricantes, aceites, combustibles, además de que la productividad promedio por camión es mayor en la 1.5 a 1.8 m³/h a pesar que las distancias de transportación han aumentado desde los años 1997 hasta 2003 en i a 1.5 km.

En el análisis se hizo la comparación de los costos de los camiones rígidos y camiones articulados, solo los rígidos son mas eficientes en las productividades alcanzadas por la mayor capacidad de la cama en 20 ton por diseño razones por la cual el numero de camiones articulados se incrementa en dos camiones con relación a los rígidos. Para



nuestras condiciones actuales de minería que el yacimiento Punta Gorda se encuentra en franco agotamiento se hace necesario la recuperación de los minerales remanentes tanto en las zonas de más difícil acceso como de los fondos de los frentes mineros, en la aplicación de la minería en laderas por bancos, los camiones articulados son mas eficientes por su maniobrabilidad por lo que se decidió su adquisición para este quinquenio.

En la matriz no se tuvo en cuenta, la asistencia técnica, entrenamiento técnico, servicio de postventa, garantía, porque los camiones rígidos en su contratación no se le garantizó estos servicios y para los camiones articulados se ha garantizado todo el servicio para su explotación tanto en mantenimiento como en operaciones lo que ha permitido que esta técnica alcance hasta las 18 000 horas sin reparaciones de motor y caja de velocidad.

En sentido general el costo real incurrido por el equipamiento minero en las en los periodos evaluados es de \$/ton 1.35, se comportó de la forma siguiente:

- Técnica vieja que se mantendrá en operaciones \$/ton 0.76 de mineral minado y transportado.
- Técnica adquirida \$/ton 0.59 de mineral minado y transportado.

Este análisis nos demuestra que de haberse incluido en la negociación de los camiones rígidos los servicios de garantía, asistencia técnica, adiestramiento y servicio de postventa, mejor comportamiento de las retroexcavadoras Marca Volvo, el costo de la técnica total adquirida fuera de \$/ton 0.44. Además que el segundo periodo de inversiones tiene mas tiempo de recuperación porque las ganancias son menores debido a que solo se adquirieron los camiones sin los equipos de carga por la inestabilidad técnica de las retroexcavadoras y fue necesario en estas etapas contratar a terceros equipos de carga a un costo de \$/m3 1.65 a 3.18 para suplir el déficit de disponibilidad. Además de servir de base para la adquisición de las tecnologías marca Liebherr a partir de año 2003.

CONCLUSIONES

Con la introducción de las nuevas tecnologías mineras se ha logrado incrementar los volúmenes de producción en calidad y cantidad, alcanzando desde el año 1997 niveles de 3.0 a 3,5 y más millones de toneladas por año.

Disminución del costo de operación por la sustitución de las tecnologías soviéticas en \$/ton 0.13 de mineral minado y transportado. De la técnica soviética que se mantuvo en explotación los que mayores inciden en el costo son los bulldozers, alcanzan de \$/ton 0.45 a 0.48 de mineral minado y transportado, por el mal estado técnico actual, lo que se tomó como parámetro para la introducción de las tecnologías de transmisión hidrostática a partir del año 2003.

Incremento del 30 % de la disponibilidad técnica de las nuevas tecnologías con relación a las tecnologías soviética. De la marca Volvo no alcanzaron los parámetros proyectados en el estudio de factibilidad las retroexcavadoras, por inestabilidad en el sistema de lubricación, pasadores, motor, caja de giro y otras de menor envergaduras incidiendo negativamente en el costo de operación en \$/ton 0.22, así como en la disponibilidad técnica que no alcanzó el 90 %.por lo que no se adquirieron en el segundo periodo de inversiones.

La explotación de camiones articulados han dado muestras de su potencia, flexibilidad y seguridad de funcionamiento bajo diferentes condiciones de trabajo en el yacimiento Punta Gorda, alcanzando hasta las 18 000 y 23 000 horas de trabajo sin reparaciones de Motor y caja de velocidad.



La adquisición de estas tecnologías ha permitido la aplicación de diferentes métodos de explotación minera por banco, en laderas y combinada con retroexcavadoras y dragalina, que ha permitido la extracción de reservas remanentes, alojadas en chimeneas, fondos, disminuyendo las pérdidas por esta concepto en un 4 %.

Se demuestra que la adquisición de tecnologías mineras debe estar respaldada por un contrato de servicios de postventa, garantía, adiestramiento del personal de mantenimiento y operaciones para su explotación racional.

Este análisis, se utilizó para justificar la continuidad de las inversiones mineras y la introducción de equipos a través de arrendamiento sin opción de compra, con la atención al mantenimiento directamente por la firma proveedora a partir del año 2003.

BIBLIOGRAFIA

- Colectivos de autores, 1996, 1997, 1998, 2000, 2001, 2002, 2003. Informes técnicos de las operaciones mineras. Empresa Cdte. Ernesto Che Guevara.
- Colectivos de autores, 1996, 1997, 1998, 2000, 2001, 2002, 2003. Informes técnicos de mantenimiento de los equipos mineros. Empresa Cdte. Ernesto Che Guevara.
- Colectivo de autores, 1996, 1997, 1998, 2000, 2001, 2002, 2003. Balances económicos de la actividad minera. Empresa Cdte. Ernesto Che Guevara.
- Colectivo de autores, 1997, 1998, 1999, 2000. Informes geológicos mensuales. Empresa Cdte. Ernesto Che Guevara.
- Colectivos de autores, 1984, 1997, 1998, 2001. Manuales de explotación de las diferentes tecnologías mineras. Volvo Construction Equipment Group.
- Colectivo de autores, 1984, 1997, 1998, 2001. Manuales para el mantenimiento diferentes tecnologías mineras. Volvo Construction Equipment Group.
- Colectivo de autores, 1996 y 2000. Estudio de factibilidad para la adquisición de los equipos mineros. Davy Internacional y Kvaerner Metals.
- B. B. Pechevski, 1974. Procesos Mineros a Cielo Abierto. Moscú editorial Nedra.
- Colectivos de autores, 2003. Manuales de explotación de las diferentes tecnologías mineras. LIEBHERR Exportr A.G.
- Colectivos de autores, 2003, Manuales para el mantenimiento de las diferentes tecnologías mineras. LIEBHERR Exportr A.G.



APLICACIÓN DE LA GEOESTADISTICA EN EL CALCULO DE RECURSOS DE LOS YACIMIENTOS FERRO-NIQUELIFEROS DE MOA, CON LA INTEGRACIÓN DE LOS RESULTADOS GEOFÍSICOS

Ing. Maria Gentoiu⁽¹⁾, Ing. Jorge Acosta⁽¹⁾, Dr. Waldo Lavaut Copa⁽¹⁾, Ing. Alfredo Hdez Ransay⁽¹⁾

⁽¹⁾ Empresa Geominera Oriente, Carretera de Siboney, Km 2 ½, Alturas de San Juan, Rpto. Alta Vista,
E-mail: mgentoiu@geominera.co.cu

RESUMEN

Un problema que confronta muchas veces la minería es que la reserva calculada no se confirma. La causa se encuentra en la red de pozos utilizada para el calculo de reservas, que no permite conocer y modelar con suficiente detalle la estructura mineral entre los pozos, por causa de la extrema variabilidad de algunos de los parámetros del yacimiento, tales como las potencias de friable y de mena, el espesor de la capa estéril, la tectónica que afecta los depósitos etc. La solución de estos problemas mediante el aumento del número de pozos implicaría un incremento considerable de los gastos y de los tiempos de ejecución, haciendo económicamente imposible una valoración confiable de las reservas.

El presente trabajo ofrece una solución rápida, de pocos gastos y confiable, utilizando el Sondeo Eléctrico Vertical (SEV) en la variante de Polarización Inducida (SEV-PI), para la medición de la capa friable entre los pozos de perforación, y la Geoestadística con el estudio de la anisotropía del yacimiento, variogramas y kriging para obtener redes 2 o 3 veces más densas que la red inicial de pozos.

Las otras variables necesarias al calculo de reservas se procesan también utilizando métodos geoestadísticos.

ABSTRACT

A problem that confronts many times the mining is that the calculated reserve doesn't confirm. The cause there is in the grid of boreholes used for the calculation of reserve, that don't allow to know and to model with enough details the mineral structure between the boreholes by reason of the extreme variability of some of the parameters of the ore, such as the width of regolith and of ore, the thickness of the sterile layer, the tectonic that affects the deposits, etc. The solution of these problems by means of the increase of the number of drillings would imply a considerable increment of the expenses and of the times of execution, making economically impossible a reliable valuation of the reserves.

The present work offers a quick solution of few expenses and reliable, using the Vertical Electric Sounding (VES) in the variant of Induced Polarization (VES-PI) for the measurement of the regolith layer among the perforations, and Geostatistics with the study of the anisotropia of the location, variogramas and kriging to obtain grids 2 or 3 scores denser that the initial grid.

The other variables needed in the reserve calculation are processed using geostatistic methods too.

INTRODUCCIÓN

El territorio de Cuba oriental es el área del país con el mayor desarrollo de cortezas de intemperismo lateríticas. 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 limonítico gibsítico



- ♦ 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 tarea geofísica fue la de identificar el espesor de friable de esta corteza laterítica y utilizar los resultados obtenidos junto con los de perforación, para el cálculo de reservas de Ni+Co

Los ejemplos presentados son de los Yacimientos Yagrumaje Norte y Yagrumaje Oeste, de la región de Moa, Cuba.

De gran importancia fueron los métodos geoestadísticos que permitieron estimar redes más densas que las originales, en base a la autocorrelación de cada variables y utilizando herramientas como Variogramas y Kriging.

MATERIALES, METODOS y RESULTADOS

El uso de los métodos geoestadísticos exige un análisis previo de la base de datos y de la estructura espacial de la información disponible, como también un cálculo de la estadística básica a fin de conocer el comportamiento de las variables.

En nuestro caso, la base de datos provienen de los trabajos de campo que se realizaron con el equipo "SARIS", (georesistivímetro de la firma Scintrex, Canada) con un dispositivo de Sondeo Eléctrico Vertical de Polarización Inducida (SEV-PI) en su variante Schlumberger. El diseño del dispositivo se realizó a partir de los trabajos paramétricos realizados en el área, para la determinación de las aberturas óptimas que garantizaran el estudio del corte con el detalle suficiente en toda su extensión. Se realizaron un 5 % de puntos de control para la comprobación de la calidad de las mediciones y el estado técnico del equipamiento utilizado. Las curvas de SEV-PI se procesaron de forma automatizada utilizando el software Resixip de INTERPEX LTD. Los SEV-PI realizados en pozos dieron una correlación entre sus resultados y los de perforación de 95%.

Un primer paso en el estudio geoestadístico del yacimiento Yagrumaje Norte fue encontrar los ejes de anisotropía, tanto para verificar si la red de trabajos es la más indicada, como para calcular las variogramas. Utilizando solo los datos de espesor friable obtenidos por SEV, se obtuvo el Correlograma de la Figura.1.

Como se puede observar, aparecen tres planos de anisotropía correspondiente a tres tendencias de desarrollo de la capa friable:

- ♦ Un plano en el que resalta el mayor eje de anisotropía (**a**) en dirección NW-SE, para un radio de búsqueda mayor a 600m. Puede ser asociado a la tendencia general del yacimiento y reflejado en los modelos de variogramas lineales o gaussianes
- ♦ Para valores de radio menores a 200m se observa un cambio del ángulo de anisotropía y hasta se puede considerar un medio isótropo (eje **b**). Esto permitiría calcular los variogramas en todas las direcciones con una tolerancia de ángulo igual a 90°.
- ♦ Un último plano, que se observa para valores de radio inferiores a 33m, caracteriza una estructura de eje **c** orientada E-W. Es la estructura que refleja el comportamiento local del espesor friable (igual de mena) y que provoca los errores en el cálculo de reservas.

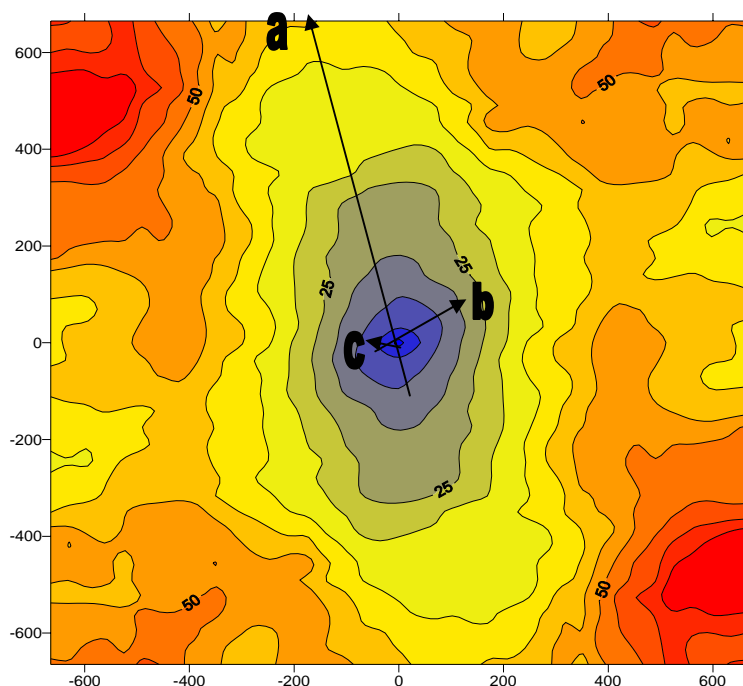


Figura 1 Imagen del correlograma experimental del espesor del horizonte friable obtenido por mediciones geofísicas (SEV-PI).

Este estudio justificó las dos redes de perforación utilizadas para el yacimiento. En principio, la red de pozos fue de 33.3mx33.3m, con orientación N-S y con sondeos geofísicos intercalados. El hecho de que el eje mayor de la elipse de anisotropía tenía una orientación NW-SE, hizo que se densificara la red anterior de pozos con una de 23.5x23.5, orientada perpendicular al eje mayor de anisotropía (en la dirección de máxima variabilidad de los datos). Los sondeos de PI se intercalaron de la misma manera.

Un segundo paso en el estudio geoestadístico del espesor de friable, es encontrar el modelo teórico de variograma. Para ejemplificar se ha utilizado uno de los ocho bloques del yacimiento Yagrumaje Norte y se han calculado por separado los espesores obtenidos por geofísica, perforación y geofísica+perforación. Los resultados aparecen en la Figura 2 y en la Tabla I.

Como se puede observar, cuando se utilizan solo los datos de pozos o los de perforación por separado, el efecto pepita es alto, lo que se puede explicar como que la red de 23.5x23.5 todavía es grande para captar todas las variaciones del espesor de friable. Cuando se unen los dos tipos de datos, la red disminuye y el efecto pepita tiende a ser nulo, lo que significa que la red nueva es mucho mejor.

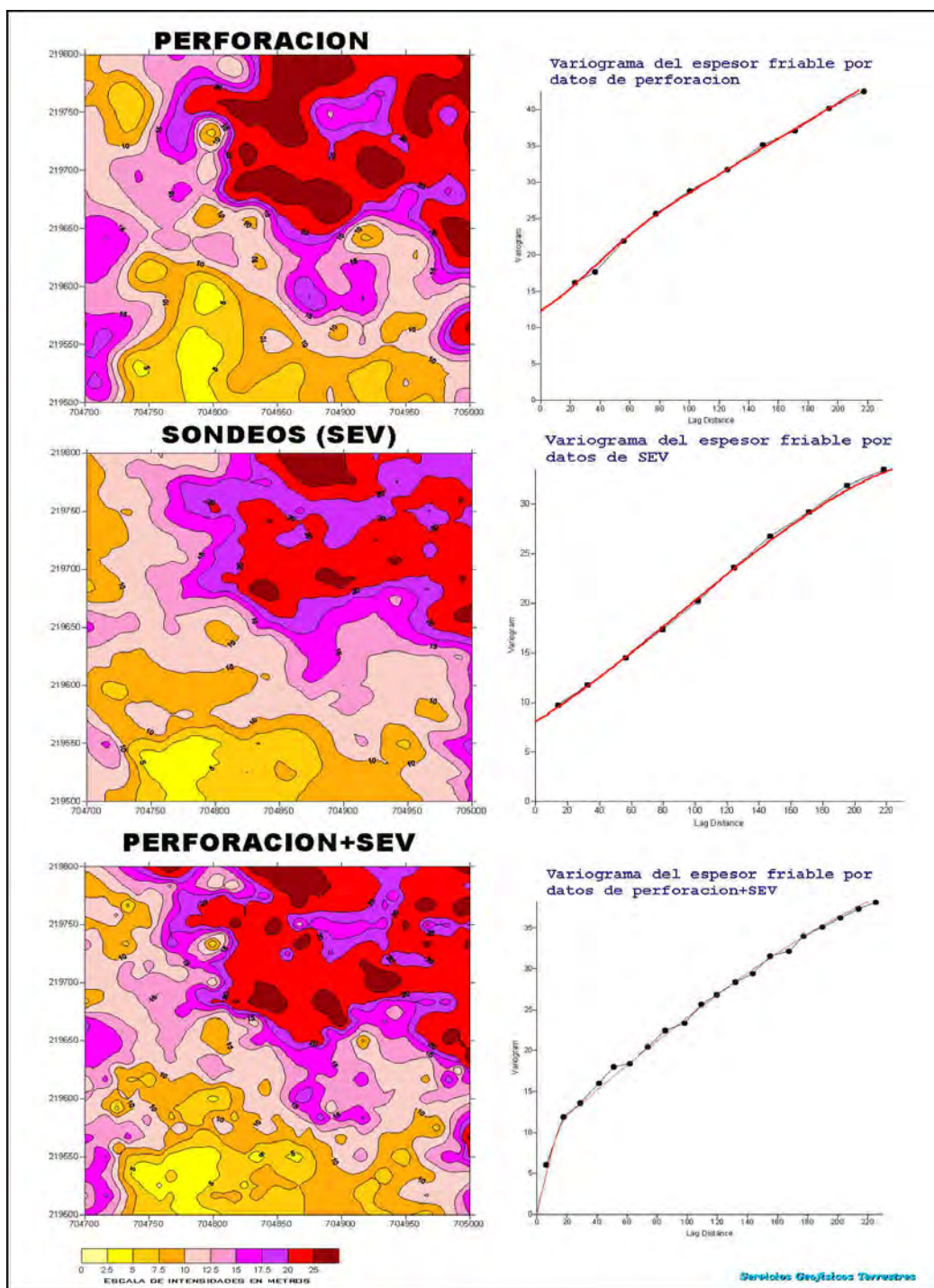


Figura 2. Plano de izolneas del espesor friable por datos de pozos de perforación, de SEV y de perforación +SEV con los variogramas correspondientes (bloque 0958)

En la tabla se refleja también la anisotropía de la región. A los mayores rangos (radios de autocorrelación) que pasan de 300m le corresponden ángulos de anisotropía de 140° - 145° . De esta forma se verifica lo dicho anteriormente con respecto a la presencia de estructuras alargadas orientadas NW-SE.



Tabla I. Valores numéricos de los modelos de variogramas del bloque 0958

Espesor por:	Efecto Pepita	Modelo	Meseta	Rango	Anisotropia	
					Valor	Angulo
SEV+Pozo	0	Esférico Esférico	34.5 9	334 20	1.57 1	140
SEV	8	Gaussian Esférico	16 16	329 256	2 1	145
Pozos	12.3	Gaussian Linial	4 0.12	70 -	2 1	145.2

Las variaciones bruscas, las que más interesan para el cálculo de reserva, corresponden a los modelos esféricos de poco alcance.

Después de haber encontrado el modelo teórico de variograma, se pasa a la siguiente etapa: el cálculo del espesor friable. Con este propósito se ha empleado el método de Kriging que nos ha permitido obtener un nuevo banco de datos de 8.33mx8.33m y también hacer los mapas de contornos (Figura 2).

Una vez realizados los modelos de variogramas y calculada la profundidad del basamento y los espesores de friable en una red de 8.33mx8.33m, nos dimos a la tarea de verificar si el dato resultante garantizaba la exactitud requerida que nos permitiera utilizar en conjunto los datos de SEV y de perforación. Se creó una matriz con los datos calculados del espesor por SEV y espesor por perforación en red de 8.33x8.33. Un estudio estadístico sencillo de estos datos estimó la media del espesor por SEV en 13.88m con una desviación estándar de 5.44 y en 15.12m con una desviación de 6.81 para el espesor por perforación. Se determinó la recta de mejor ajuste para un diagrama de dispersión, tomando el espesor por SEV como variable independiente:

$$\text{EspesorPozo} = 0.37381 + 1.0625 * \text{espesorSEV}$$

En la Figura 3 se presenta el diagrama de dispersión y en la Tabla II el análisis de la varianza (ANOVA). Como se puede ver, la regresión explica 72.13% de la variación total con respecto a la media del espesor por pozo. Para un nivel de confianza de 99% existe una significativa relación entre las dos variables. Utilizando la distribución t-student para 1367 grados de libertad y una probabilidad de 95% se obtuvieron los intervalos de confianza para la recta de regresión, en el punto de media, de (14.93, 15.31).

Todos estos criterios indican que por lo general, los sondeos pueden medir el espesor friable con la misma confiabilidad, si no más, que los pozos. El hecho de que el espesor medido por SEV es casi siempre menor que el medido en pozos, lo acerca más a la realidad geológica.



Tabla II. Tabla del análisis de la varianza

Regression Analysis - Linear model: Y = a + b*X					

Dependent variable: esp_pozo					
Independent variable: esp_SEV					

Parameter	Estimate	Standard Error	T Statistic	P-Value	

Intercept	0.37381	0.266277	1.40384	0.1604	
Slope	1.0625	0.0178597	59.4915	0.0000	

Analysis of Variance					

Source	Sum of Squares	Df	Mean Square	F-Ratio	P-Value

Model	45789.0	1	45789.0	3539.24	0.0000
Residual	17685.6	1367	12.9375		

Total (Corr.)	63474.6	1368			

Correlation Coefficient = 0.849338					
R-squared = 72.1375 percent					
Standard Error of Est. = 3.59688					

The StatAdvisor					

The output shows the results of fitting a linear model to describe the relationship between esp_pozo and esp_SEV. The equation of the fitted model is					
esp_pozo = 0.37381 + 1.0625*esp_SEV					
Since the P-value in the ANOVA table is less than 0.01, there is a statistically significant relationship between esp_pozo and esp_SEV at the 99% confidence level.					

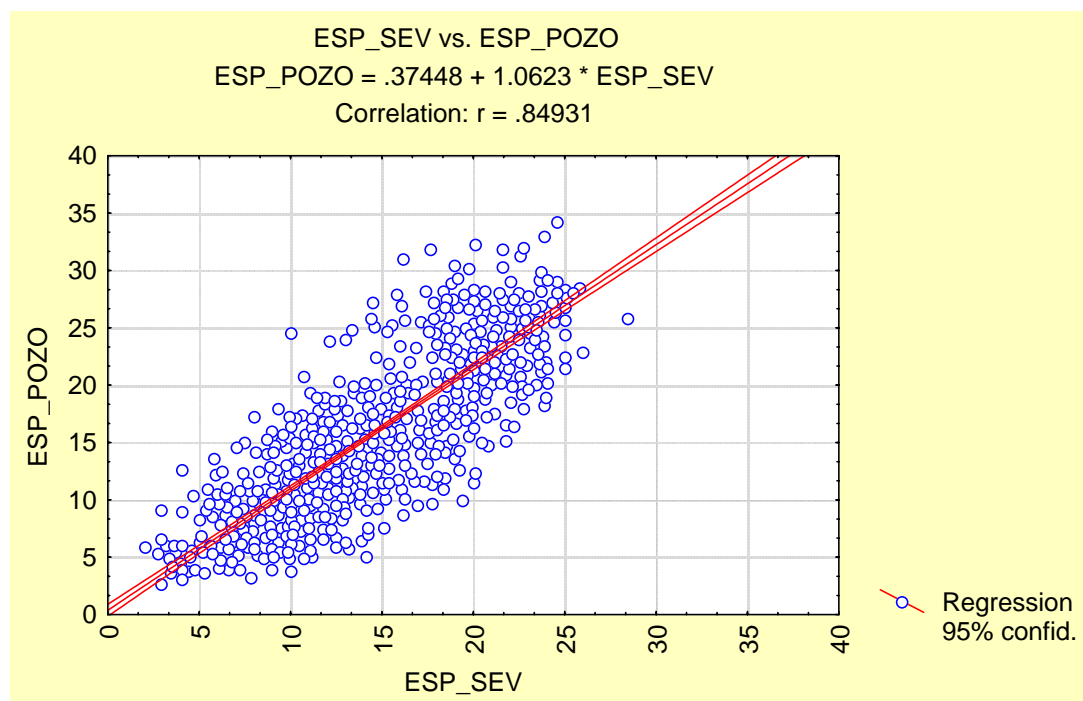


Figura 3. Diagrama de dispersión



El paso siguiente es el calculo del espesor de mena como función del espesor de friable, a través de una ecuación de regresión.

Las otra variables, caracterizadas por una variabilidad lateral y vertical mucho menor y que intervienen en el calculo de recursos se estiman también por métodos geoestadísticos.

Se obtiene como resultado el calculo de recursos para cada bloque de 8.33x8.33m y un banco de datos que constituye una valiosa herramienta para la planificación de la explotación minera.

La información se pueden presentar en perfiles donde se muestran la topografía del contacto entre el basamento y los ocreos estructurales iniciales, además el techo y el piso de la mena. (ver Figura.4)

CONCLUSIONES

- ◆ El método geofísico SEV-PI permite delimitar el contacto entre el basamento y la capa friable, con una precisión comparable o superior que la perforación.
- ◆ La utilización de los sondeos permiten incrementar significativamente el volumen de información geológica, de tal modo que enriquece la red de perforación, logrando mayor exactitud en la modelación geológica.
- ◆ El uso de los métodos geoestadísticos permite integrar la información geofísica y de la perforación para obtener un calculo de recursos más confiable.
- ◆ Un aporte valioso para el estudio racional de los yacimientos lo constituye la aplicación de la geoestadística para el estudio de las redes optimas de perforación.
- ◆ Esta metodología es un aporte novedoso al calculo de recursos en los yacimientos lateríticos, con ahorros considerable de recursos.

BIBLIOGRAFIA

Michel David, 1977, Geostatistical Ore Reserve Estimation, Amsterdam, Oxford, New York: Elsevier Scientific Publishing Company

José Alfonso Roche, 1989, Estadísticas en las ciencias geológicas, Editora ISPJAE

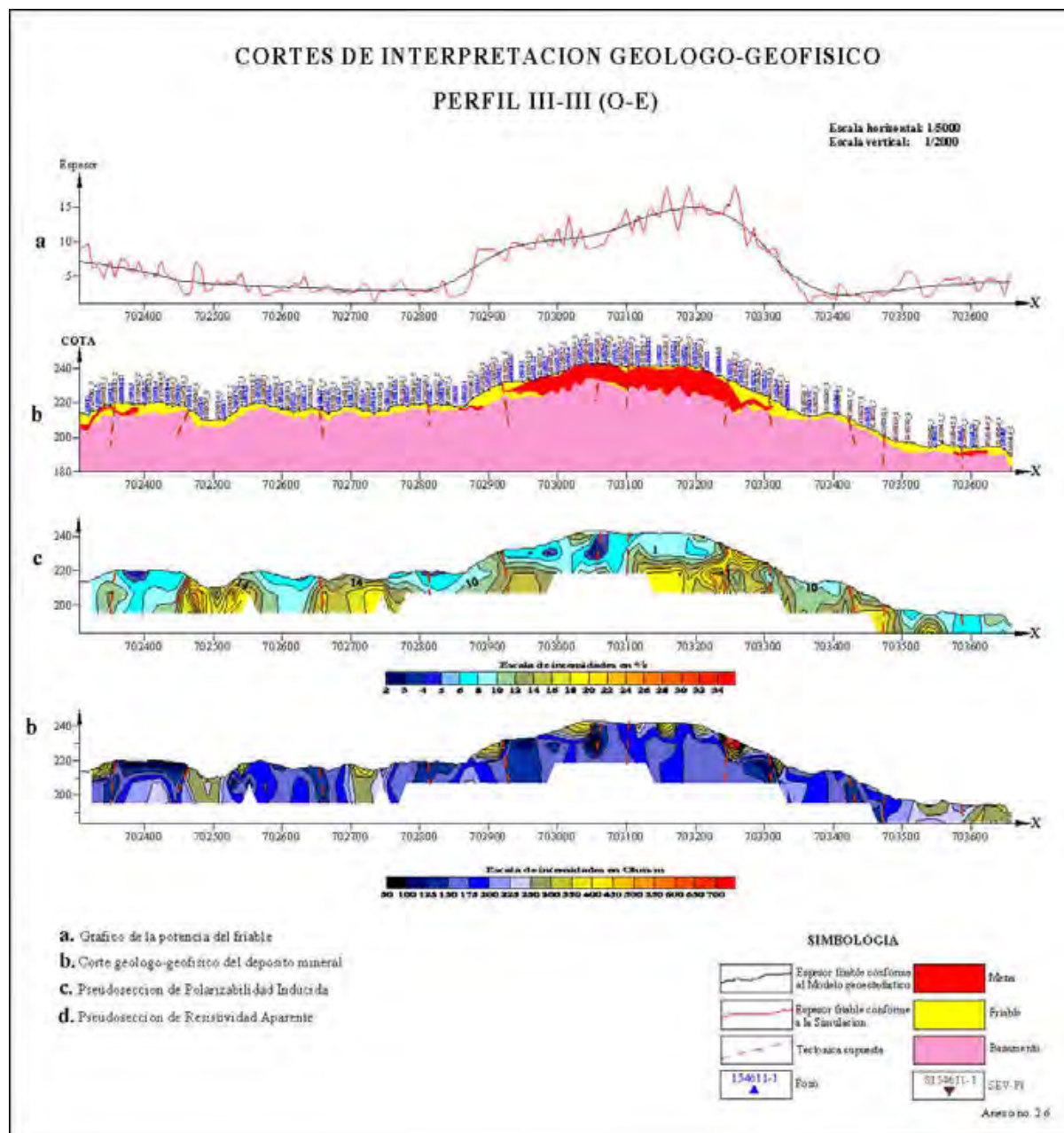


Figura 4 Cortes de interpretación geólogo-geofísico con procesamiento geoestadístico



EL USO DE SISTEMAS INFORMATIVOS GEOGRÁFICOS EN EL BALANCE NACIONAL DE RESERVAS DEL NÍQUEL.

Ing. Mabel Pérez Campos⁽¹⁾, Dra. Marta Campo Cordero⁽¹⁾, Ing. José Arias del Toro⁽¹⁾, Ing. Vilma Guerra Correoso⁽¹⁾

(1) Oficina Nacional de Recursos Minerales, Salvador Allende 666, entre Oquendo y Soledad, Centro Habana, Ciudad Habana, Cuba, ZIP 10300, Email: mabelp@onrm.minbas.cu

RESUMEN

La ONRM tiene entre sus funciones principales el control de los recursos y reservas de mineral de Níquel y Cobalto de la República de Cuba, lo que implica además de mantener una estadística actualizada, la base de las proyecciones estratégicas de desarrollo industrial y el resultado de un laborioso y sistemático trabajo de control de las actividades mineras desarrolladas por las Empresas productoras y los trabajos de desarrollo geológico en ejecución. Esta tarea se realiza mediante un constante interactuar con los Concesionarios

La rápida y oportuna toma de decisiones en que se envuelven consideraciones de reservas, temas ambientales, planificación física y otros aspectos es uno de los principales retos a los que se enfrentan los especialistas relacionados con esta actividad.

El desarrollo progresivo de una infraestructura informática, con disponibilidad de bases de datos de los principales yacimientos, las cartas 250 000, información Concesionaria y Sistemas Informativos Geográficos ha permitido el desarrollo de aplicaciones preliminares y consultas demostrando ser la herramienta disponible a elegir.

El desarrollo y uso de estas aplicaciones en el marco de infraestructura de datos de la ONRM y de datos espaciales del país, permitirá en los próximos años, contar con una Base única de consulta y decisión entre Autoridad Minera y Concesionarios, como plataforma para trazar las estrategias de desarrollo minero a corto, mediano y largo plazo.

ABSTRACT

One of the main duties of the National Office of Mineral Resources is the control of reserves/resources of Nickel and Cobalt of Republic of Cuba. In order to accomplish that, is needed to keep an accurate mining statistics, using a constant interchange of information with concessionaries, and taking into account industrial development strategies and control of mining activities.

The principal challenge faced for the specialist of this area, is the need to take appropriate and fast decisions related to reserves, environment issues, land planning and others.

The ONRM progressive informatics development, including data bases, cartography maps availability, Concessionaries data and GIS, had allowed the implementation of preliminary applications and queries. Their successful run shows that it could be the best available technology. Development and use of these applications in the ONRM Spatial Data Infrastructure framework will bring a robust platform to develop mining strategies in short, medium and long terms.

INTRODUCCION

La Oficina Nacional de Recursos Minerales institución creada por la Ley de Minas, es heredera de la actividad que desde los primeros años de la Revolución venía desempeñando el Centro Nacional del Fondo Geológico fundado por indicaciones precisas de la joven Revolución Cubana preocupada por la preservación del patrimonio geológico minero del país y por el control de los recursos minerales, riqueza que por su



carácter no renovable obliga por tanto a darle un uso racional que no comprometa el desarrollo de las próximas generaciones.

Durante más de 40 años esta institución ha cumplido estas tareas, perfeccionando los instrumentos legales, técnicos y de control necesarios para ello. Entre estos instrumentos se encuentra el Balance Nacional de Recursos y Reservas, donde se recogen los movimientos que anualmente se producen en los recursos y reservas de las diversas materias primas.

El primer Balance se confeccionó en el año 1964, y a partir de ahí anualmente se actualizaban y editaban resumiendo en su contenido la expresión de los movimientos ocurridos relacionados con la actividad minera y la investigación geológica, de las materias primas metálicas y no metálicas, por provincia y empresa/concesionario.

Actualmente el Balance Nacional de Reservas mantiene su implementación de manera muy similar a sus orígenes, aunque se ha adaptado a los nuevos conceptos relacionados con la clasificación de recursos y reservas de nuestro país, y ha adoptado un carácter dinámico, vinculado temporalmente al suceder productivo y de investigación, constituyendo una inventario actualizada de las riquezas minerales, base para proyecciones y decisiones estratégicas relacionadas con el desarrollo económico y planificación del país.

Entre las principales modificaciones realizadas en los últimos años se encuentra la inclusión de información a nivel de bloques, y el detalle y cuantificación de las afectaciones que por diferentes causas (ambientales, constructivas, minero técnicas etc.) se producen a las reservas.

En el caso de la Minería del Níquel, que agrupa la explotación de grandes volúmenes de mineral al año y maneja la información relacionada con las Bases Mineras de las Empresas en Operaciones, así como la de los Proyectos de Investigación en ejecución y las Reservas del Estado, la cantidad de información relacionada (que incluye en un gran porcentaje los pozos de perforación), constituyen Bases de Datos plataforma para el análisis y control del trabajo, de conjunto con la información Concesionaria, de yacimientos, relieve, y planimetría de las áreas en cuestión.

El contar con esta infraestructura de datos en crecimiento, el desarrollo creciente de las tecnologías GIS para Desktop en el mercado, la asimilación de estas tecnologías por el personal encargado de este trabajo y los requerimientos crecientes en calidad y tiempo por parte de los órganos de dirección del país y empresariales, han conllevado a la aplicación de estas técnicas y su implementación incipiente en la Oficina Nacional de Recursos Minerales, proyectándose su perfeccionamiento futuro e integración a la Infraestructura de Datos Espaciales de esta institución.

MATERIALES Y METODOS

REQUERIMIENTOS

Analicemos a continuación cuales son los principales requerimientos planteados, que conllevan a la consulta de la información disponible en el Balance Nacional de Recursos y Reservas, para dar una respuesta ágil y de calidad.



El control de los recursos y reservas del Níquel, a través del manejo y consulta de la información espacial (geográfica) y de datos disponible, de forma conjunta, conlleva entre otras la ejecución de una serie de tareas como son:

- Consultas para la obtención del total de recursos con sus leyes en un área geográfica determinada.
- Chequeo de la localización espacial de recursos dentro de límites de una Concesión.
- Cálculo de afectación a los recursos por regulaciones ambientales y control del cumplimiento de las medidas impuestas en las licencias ambientales.
- Cálculo de afectación a los recursos por líneas eléctricas, telefónicas, ductos, poblaciones etc.
- Tareas de delimitación de zonas minerales, cortezas de intemperismo y zonas de afloramiento.
- Cálculo de distancias entre yacimientos, o de yacimientos a fábricas u otras instalaciones.
- Análisis de variantes de distribución o adjudicación de recursos entre concesionarios.
- Control espacial de la explotación minera.
- Monitoreo de la deforestación causada por la minería y otros mayores impactos ambientales, así como del avance de las medidas para su mitigación.
- Confección de Mapas de ubicación de Concesiones y su base Minera.
- Confección de Mapas con ubicación de afectaciones a los recursos.
- Análisis espacial para la ubicación de desechos sólidos, colas etc.
- Administración Espacial de la Base de Recursos y Reservas.
- Control de la ejecución de los planes de minería a corto plazo.
- Obtención de los totales por materia prima y/o Empresa y/o región de mineral con sus calidades.
- Movimientos anuales de recursos para la actualización del Producto Interno Bruto.

El cumplimiento de las tareas anteriores, relacionadas umbilicalmente con el BNR, constituye uno de los principales requerimientos a cumplir por la ONRM en el ejercicio de sus funciones, en especial en las Direcciones de Níquel y Minerales.

ANTECEDENTES

Desde fines de la década de los 90 del pasado siglo, la implementación de un Plan de Informatización para la ONRM se ha venido desarrollando. Este comenzó con la modernización del equipamiento computacional, en función de las tareas a realizar por esta institución, y la solución de los problemas más apremiantes y cardinales en el funcionamiento de la entidad. Es así como se diseñan Bases de Datos que permiten la gerencia de información relacionada con las Concesiones, el material de archivo y el Balance Nacional de Recursos y Reservas.

Desde el año 2000 aproximadamente este último viene utilizándose cotidianamente, siendo sujeto a mantenimientos y adecuaciones necesarias por el uso. Aunque su implementación a nivel de bloques no esta completa, y se necesita fijar sus relaciones futuras con otras Bases de Datos de la organización, los principios de diseño se consideran buenos y han servido de columna vertebral para el trabajo que se desarrolla.



Aunque en su concepción se pensó en su implementación gráfica, esta aún no se ha llevado a cabo, viéndose los usuarios intensivos de esta información necesitados de buscar soluciones alternativas al problema.

Es aquí cuando ocurre el acercamiento a los SIG como herramienta de trabajo en esta dirección, conformándose las primeras aplicaciones podríamos llamar “ingenuas”, pero que marcarían un camino de trabajo y perfilarían la necesidad de una implementación formal de las mismas para el trabajo futuro. Las experiencias obtenidas con estas aplicaciones han constituido sin proponérselo, una Prueba Piloto de las que se recomienda como paso necesario a la implementación de un Sistema Informativo Geográfico (Pal, 2000).

¿POR QUE UN SISTEMA DE INFORMACION GEOGRAFICO?

En los tiempos actuales de alta competitividad y desarrollo alcanzar eficiencia a través de nuevas tecnologías, disminuyendo los costos y aumentando la capacidad de respuesta es crucial para el desarrollo de las instituciones. Entre estas tecnologías el uso de SIG y Sistemas Mineros son realmente importantes para quienes necesiten manejar información relacionada con la minería.

Tratando de resumir las muchas definiciones existentes podemos decir que un SIG es un Sistema de Información Automatizado que permite compilar, almacenar, recuperar, analizar y mostrar datos espaciales. Hasta hace una década estas tecnologías estaban disponibles solo para universidades, instituciones militares y agencias gubernamentales pero hoy en día se han popularizado, creándose potentes aplicaciones para Desktop, universalizando su uso a diversas esferas relacionadas con el manejo de información georeferenciada, entre las que se destacan instituciones gubernamentales, relacionadas con el control de los recursos naturales, medioambientales y sociales, de transporte etc, para la toma de decisiones.

Los SIG permiten organizar la información de nuevas formas, permite realizar nuevos descubrimientos en la información que se tiene disponible, convirtiéndose en una poderosa herramienta de manejo de información y sistemas computacionales de mapeo al vincular la información en bases de datos a sus relaciones geográfico espaciales, pero es mucho mas que esto pues permite el análisis espacial de la información.

Resulta pues fácilmente entendible el porque la utilización de un SIG es la herramienta de elección a la hora de solucionar los requerimientos planteados para la gestión de la información relacionada con el BNR, si tenemos en cuenta los requerimientos planteados anteriormente.

Analizando nuestro caso específico y lo planteado por Garea (2002) podemos plantear la necesidad de los siguientes elementos para la definición e implementación de nuestra aplicación.

- Hardware mínimo, en función del volumen de datos a procesar y al software a emplear.
- Software, en función a las tareas con los objetivos definidos.
- Procedimientos de captura, establecidos en función de la fuente de procedencia de los datos.



- Procedimientos de edición, relacionados con las posibilidades de modificar los datos una vez que hayan sido capturados.
- Procedimientos para el manejo, relacionados con las posibilidades de almacenar georreferenciadamente, organizar y recuperar los datos requeridos para producir información útil.
- Procedimiento de análisis, para satisfacer los requerimientos de un problema específico.
- Procedimientos para desplegar datos, utilizados para presentar los resultados obtenidos del análisis y modelación de los datos.

En la Fig. 1 mostramos un diagrama lógico que describe las principales operaciones analíticas dentro del SIG y la estructura de su operación.

IMPLEMENTACION ACTUAL Y RESULTADOS

Partiendo de la información disponible, se trabajó en la integración mediante el Mapinfo 6.5 de la siguiente información:

- Base Cartográfica 250000 incluyendo relieve y planimetría.
- Información de Áreas Protegidas.
- Información sobre Concesiones Mineras, de Procesamiento e Investigación Geológica.
- Información de Yacimientos Minerales.
- Base de Datos por bloques y yacimientos del Balance de Recursos y Reservas del año en curso.
- Bases de datos por pozos y bloques de estimación de los recursos por materia prima.
- Base de datos por pozos de la exploración geológica.

Debemos aclarar que como el trabajo se realizaba sin un diseño conceptual previo, todas las capas no han sido actualizadas con la información de todas las Empresas y yacimientos.

Se ha logrado la integración de la Base cartográfica de la región oriental con las áreas protegidas, concesiones y yacimientos. En cuanto a la información del Balance la integración se ha realizado de forma piloto en los yacimientos de la Empresa Ernesto Che Guevara, y algunos yacimientos de Moa Nickel. En el caso de la Che Guevara se han realizado también trabajos preliminares para el control anual de ejecución de los planes de minería.

La información disponible de pozos y bloques de estimación ha sido usada mediante vínculos específicos a la hora de solución de alguna problemática determinada.

A partir de esta información se obtienen entre otras las siguientes salidas:

- Mapas de ubicación de concesiones y Bases Mineras.
- Mapas con análisis de conflicto con zonas de Áreas protegidas.
- Tablas de afectación de recursos por distintos tipos de obstáculos.
- Tablas con variantes de asignación de recursos para Bases Mineras determinadas.



- Determinaciones de distancias para diseño de obras de ingeniería relacionadas a la explotación minera (ejemplo presas de colas).

En las figuras de la 2 a la 9 se ilustran algunas de las consultas obtenidas como resultado, incluyendo mapas de yacimientos y concesiones, consultas sobre recursos y sus afectaciones, estimación de distancias etc.

Esta integración aunque ofrece resultados útiles, carece de un diseño adecuado que permita su implementación efectiva en el marco del desarrollo de la infraestructura de datos de la ONRM y el sistema geológico. Ha sido fruto del trabajo cotidiano, y ha usado las herramientas e información disponible para ir llenando las necesidades existentes, pero es imprescindible la realización de un estudio que permita determinar sus objetivos, y realizar su diseño conceptual, e implementación, a partir de las experiencias adquiridas en este trabajo previo y extendiendo su marco al resto de las materias primas.

Al momento de acometerse esta tarea se necesita:

- Utilizar para cada etapa desde el análisis de requerimientos hasta la implementación las normativas estándar existentes (Normas ISO o similares), y mantener su desarrollo integrado al contexto de la Infraestructura de Datos Espaciales (IDE) del ámbito geológico y nacional.
- Realizar un estudio integral de las relaciones existentes entre los datos, como base a un diseño eficiente de las estructuras de datos. Debe contemplarse con particular atención la problemática de las definiciones y relaciones entre:

Yacimiento
Concesión
Sector
Bloque
Recurso
Tiempo
Materia prima

De forma de eliminar ambigüedades espaciales y conceptuales.

- Incorporar datos de sistemas que de forma paralela se van desarrollando en la ONRM (ejemplo Concesiones), y prever la utilización de las Bases de Datos Geológicas que se vienen generando en el Sistema de la Geología.
- Análisis para Incorporar datos de Sistemas que permitan el control de impactos ambientales provocados por la minería, como la deforestación, a través de análisis de fotos satelitales u otra información disponible.
- Analizar la adquisición y el uso de la información cartográfica de mayor detalles disponible necesarias para cada caso.
- Adecuado diseño de las componentes temáticas (Garea, 2003) teniendo en consideración asegurar:



- Consistencia: Determinación de entidades, atributos y normalización.
 - Metadatos: Permitirán documentar la fuente de los datos y de esta manera organizar su uso y consulta futuras, evitando la duplicación de esfuerzos, proporcionando catálogos y diccionarios de referencia a los usuarios internos o externos del sistema.
 - Seguridad: Con la definición de políticas y niveles de acceso
 - Alta prestación asegurada por el uso de Sistemas de Gestión de Bases de Datos, como el Access, SQLServer, Oracle etc.
-
- Adecuado diseño tecnológico (Hardware – Software)
 - Desarrollar procedimientos para la automatización del mayor número de consultas gráficas y de datos posibles, pensando en su utilización por un mayor número de usuarios finales, que necesiten poco adiestramiento en el uso del software.
 - Prever desde el diseño los métodos de actualización y modernización adecuados.
 - Prever una amplia gama de posibilidades de importación y exportación de datos a otros sistemas relacionados.
 - Asegurar el desarrollo necesario en cada una de las llamadas cuatro dimensiones de un GIS (Traub, 1998) y en especial las relacionadas con la capacitación de los recursos humanos y el desarrollo de un marco organizacional con relaciones y condiciones propicias para el desarrollo de las tareas.
 - Prever desde el diseño los adecuados mecanismos de control de calidad y validación de datos coordinando el trabajo entre las áreas de control y especializadas que aseguren el cumplimiento de las normas de calidad internacionales y acometiendo metodologías de consulta cruzadas que faciliten este trabajo (Cabrera, 2002).
 - Análisis de Factibilidad y Costo Beneficio del Proyecto que permita una racional planificación de los recursos disponibles.

CONCLUSIONES

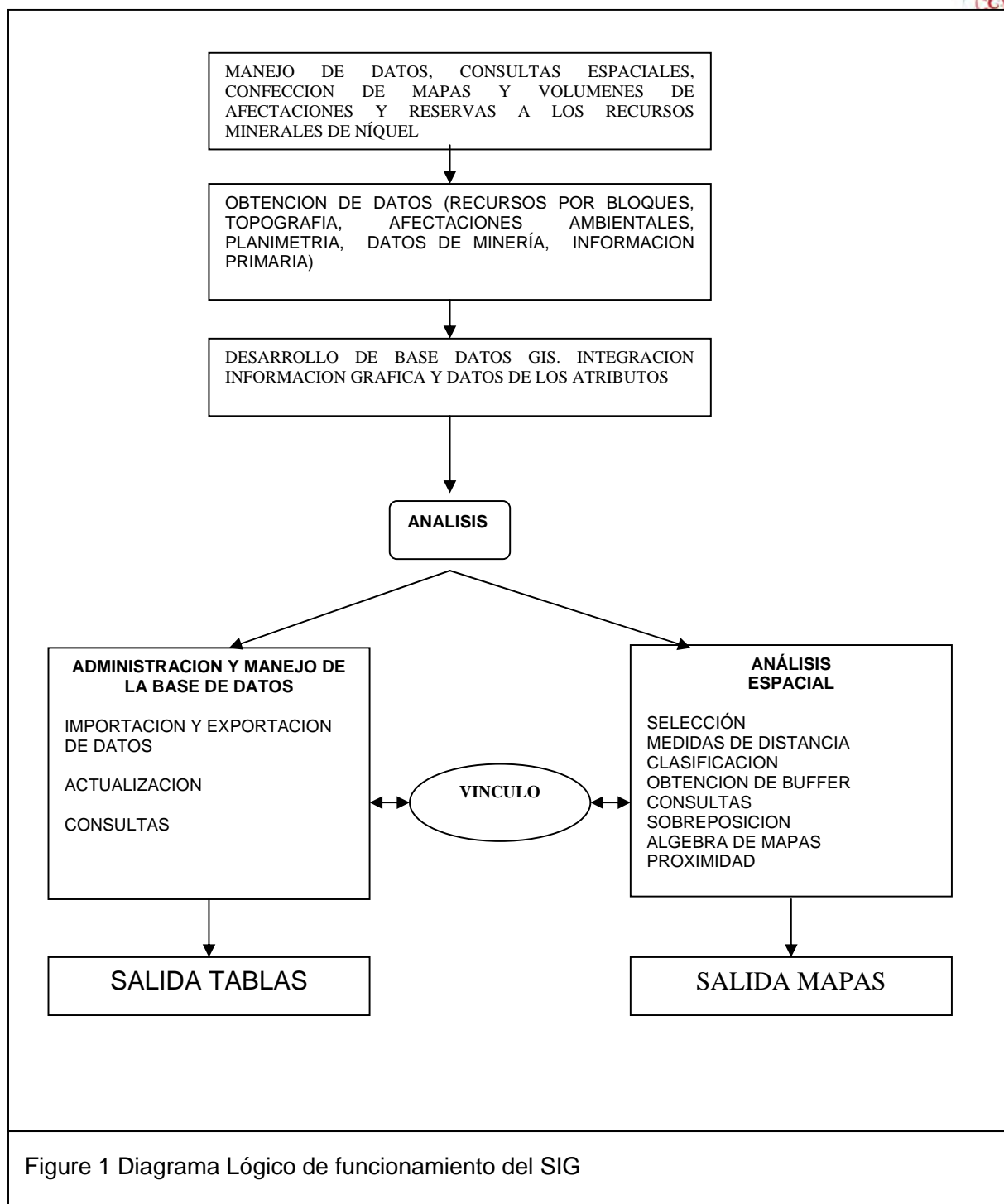
- La implementación de una aplicación piloto para la integración de la información del Balance Nacional de Recursos, Concesiones, Ambientales, Cartográficas, y del muestreo de perforación etc., demuestra la viabilidad y efectividad de la aplicación de esta tecnología para la solución de diversos problemas relacionados con la toma de decisiones.
- El diseño e implementación de un SIG para esta tarea, se hará en el marco de la IDE de la ONRM, y de datos geológicos del país, utilizando las normativas ISO y garantizando la certificación de la calidad del Sistema.



- Un completo análisis de todos los factores que influyen en la calidad de un SIG se realizará, a saber: factores humanos, organizacionales, técnicos, y relacionados con la información.
- El diseño e implementación de una aplicación SIG para el control de los recursos minerales a través del BNR, permitirá su integración y coordinación con los Sistemas de Ordenamiento Territorial, garantizando un aprovechamiento racional de los recursos minerales, en armonía con el desarrollo de la región y país.
- La implementación de este Sistema, permitirá un control más sistemático de los impactos ambientales provocados por la actividad minera, propiciando la toma de decisiones adecuadas en el momento necesario para minimizar su efecto, propiciando un desarrollo sostenible en la región minera.

BIBLIOGRAFIA

- Cabrera J., 2002 Introducción al Catastro Ingeniero Geológico y Geoambiental de la Provincia de Pinar del Río, aplicando tecnologías SIG, PhD Tesis, Universidad de Pinar del Río, 101p
- Garea J., 2003 Sistema Automatizado de Información de Suelos, PhD Tesis, Universidad de la Habana, 104p
- Pal B., 2000 Implementation of a GIS, nuts and bolts, <http://www.gisdevelopment.net/technology/gis>
- Traub Kart Meter, 1998 The Four Dimensions of a GIS, <http://www.gisdevelopment.net/1998>



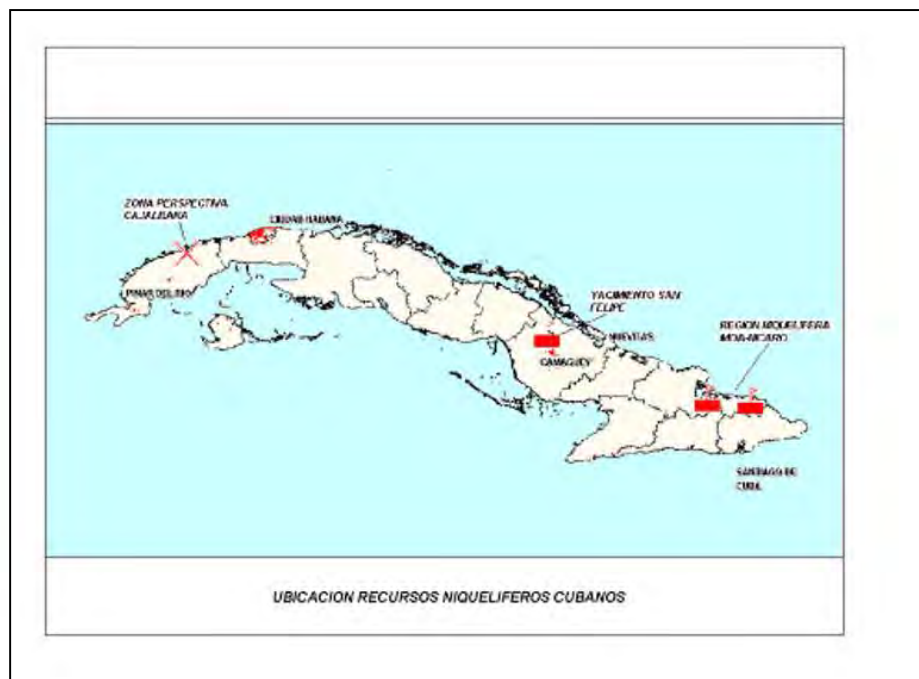


Figure 2 Ubicación Regiones Niquelíferas cubanas



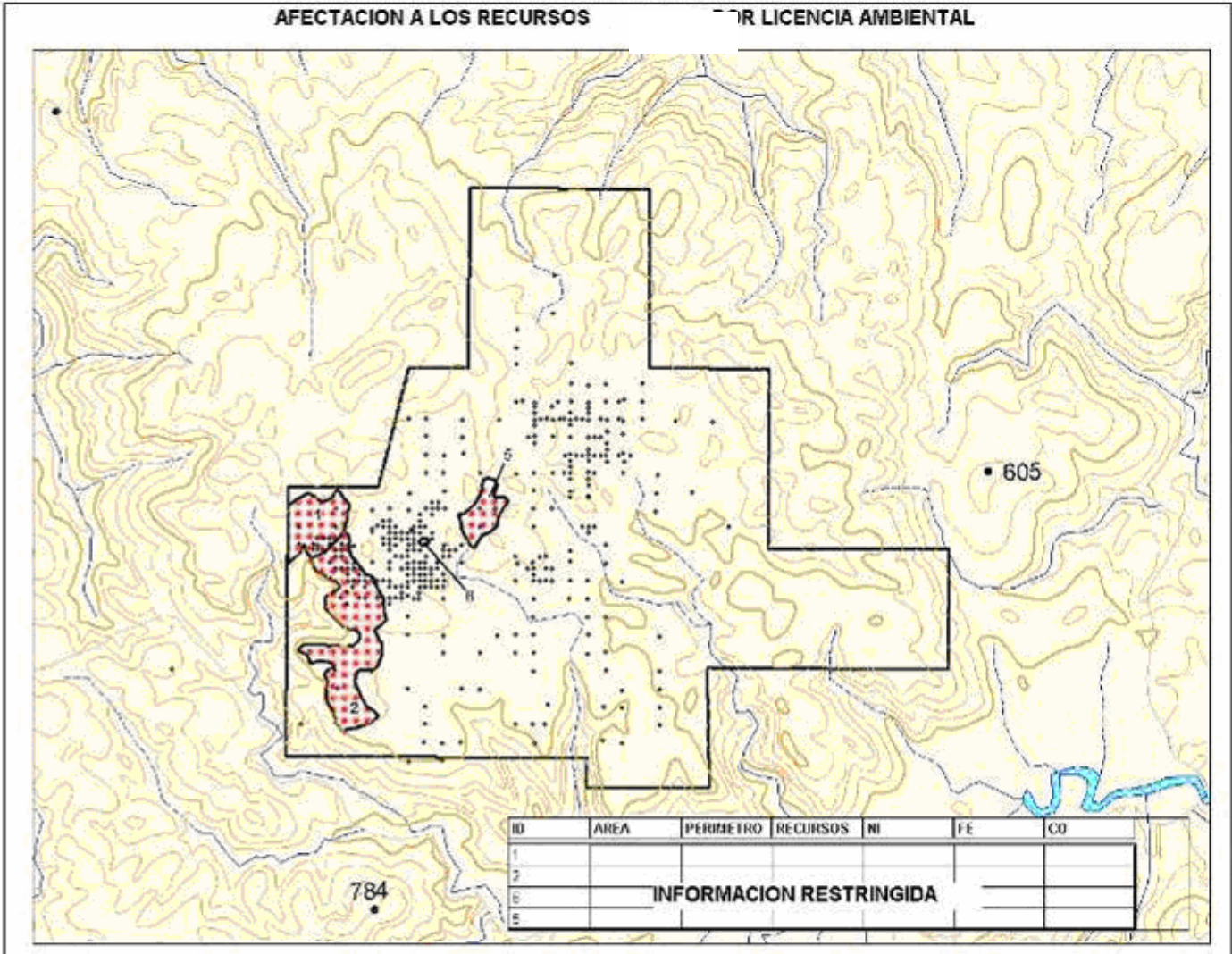


Figure 4 Mapas y tablas con afectación por límites ambientales



Figure 5 Chequeo de pertenencia de bloques a Concesiones

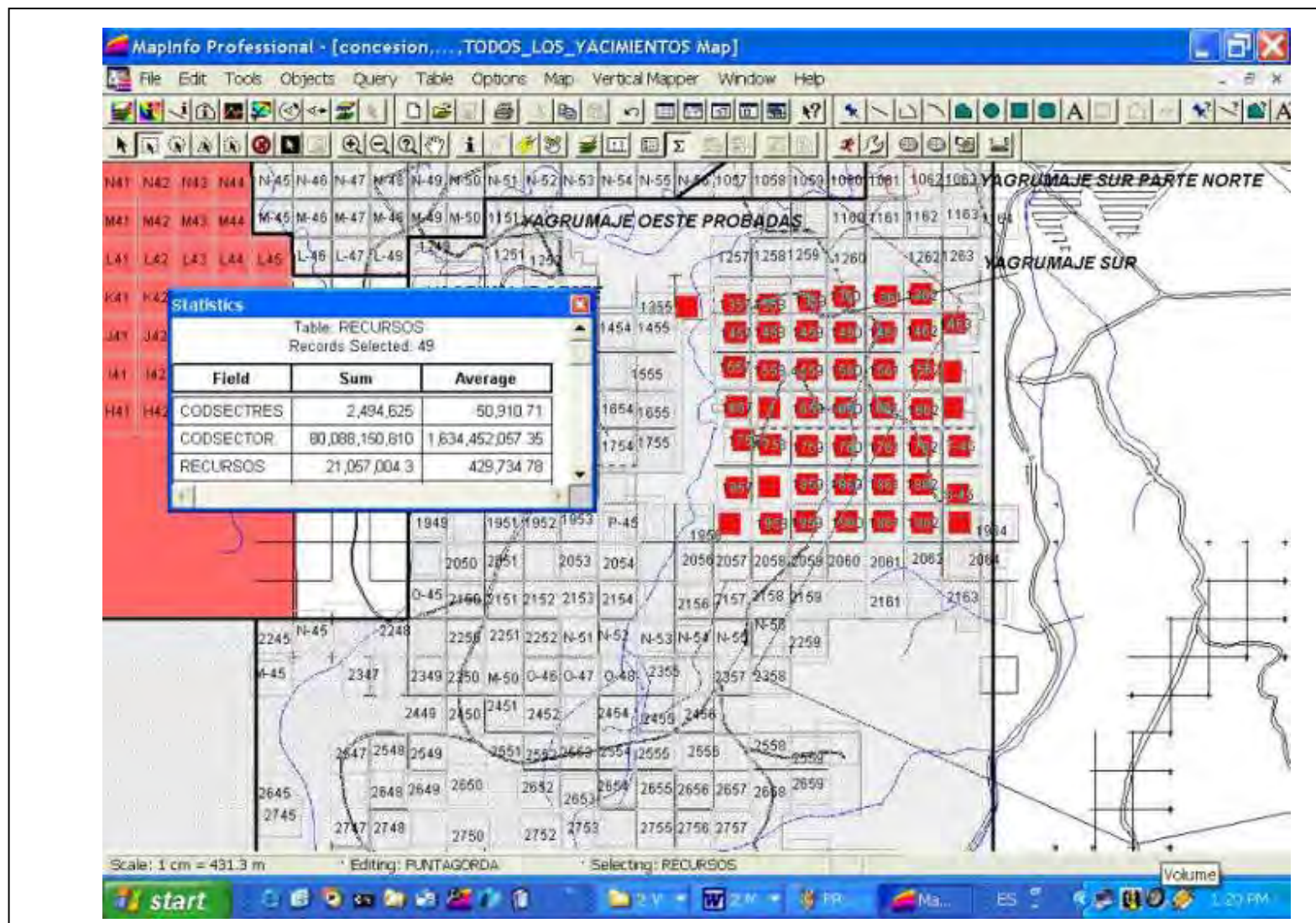


Figure 6 Ejemplo de cálculo de recursos en un área determinada

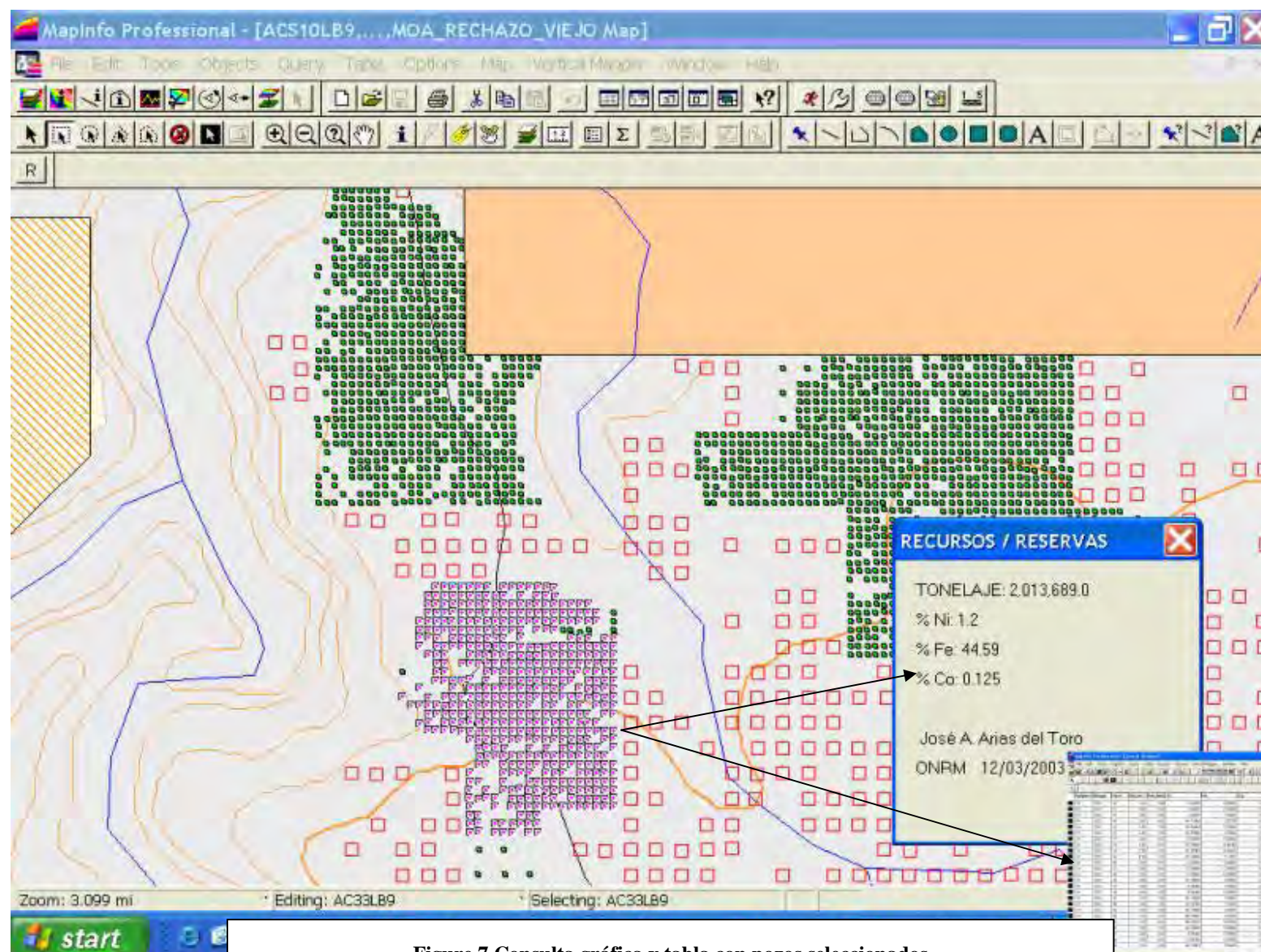


Figure 7 Consulta gráfica y tabla con pozos seleccionados

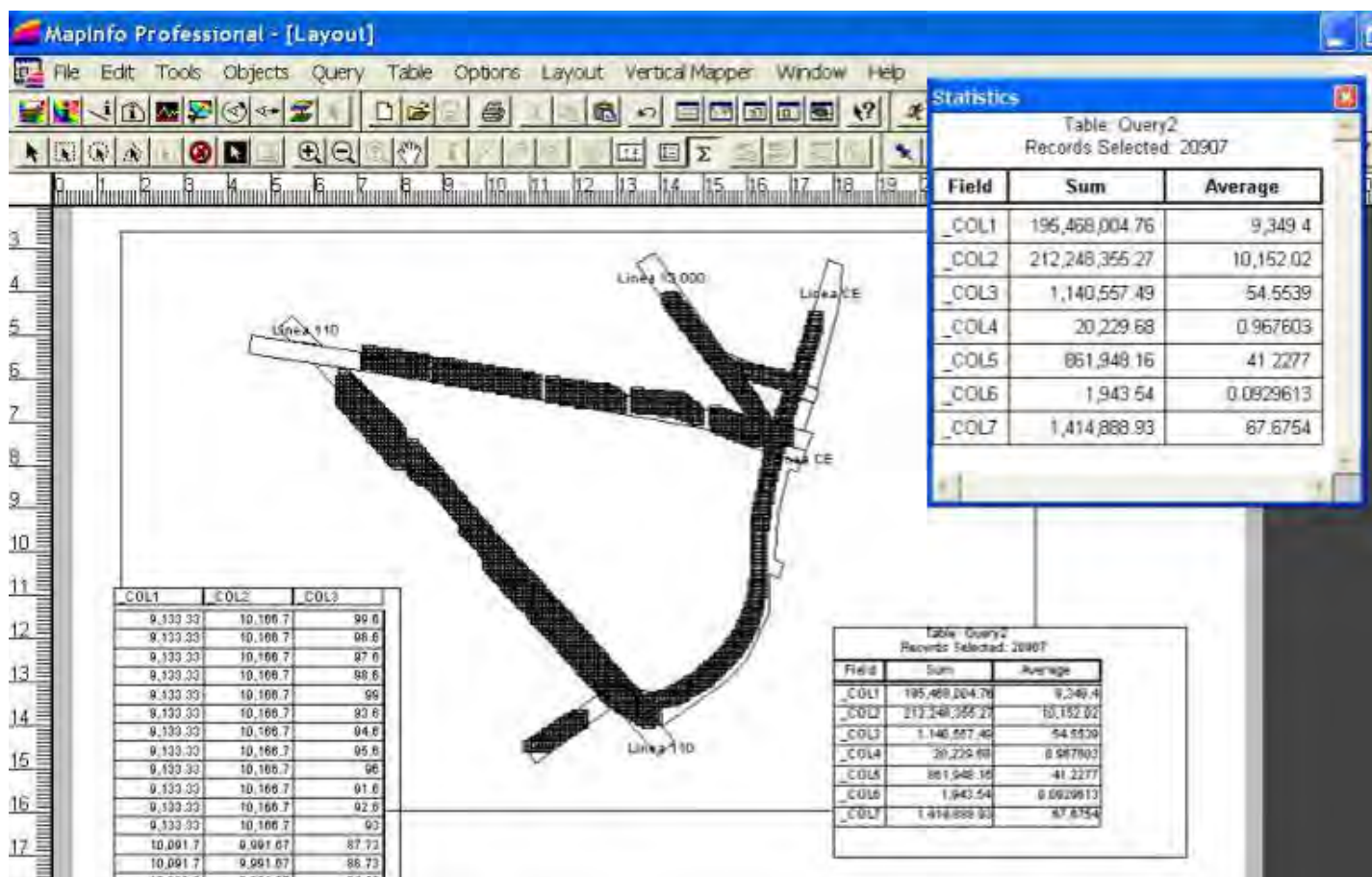


Figure 8 Consulta para el cálculo de afectaciones a los recursos por líneas eléctricas





CREACIÓN DE LA BASE DE DATOS DE PROSPECCIÓN DE LATERITAS

Odalys Franco Mayeta⁽¹⁾, Niurka Despaigne Bueno⁽¹⁾, Marcos Cadete La O⁽¹⁾

Empresa Geominera Oriente, Carretera de Siboney Km2½, Alturas de San Juan, Santiago de Cuba, Cuba, ofranco@geominera.co.cu, ndespaigne@geominera.co.cu, mcadete@geominera.co.cu

RESUMEN

Con mira al futuro y a favor del desarrollo científico técnico de esta importante materia prima, un grupo de especialistas del grupo de Informática y Níquel de la Empresa Geominera Oriente, organizaron y crearon un nuevo soporte para información en ambiente Windows de actualización tecnológica de la información, para la introducción de toda la información laterítica (pozos ordinarios, criollos, geofísicos, hidrogeológicos, topográficos, perforación) y todas las determinaciones propias de este tipo de material.

En la Creación de la Base de Datos Geológica y conservación de la información se deben tener en cuenta ciertos parámetros: organizar y preparar la información, introducción y actualización de los datos primarios, revisión y validación de los Datos e Informe Final, Entrega de la Información al cliente y conservación.

Luego de cumplimentar cada uno de los parámetros anteriores llegamos a los siguientes resultados, poner a disposición del cliente una Base de Datos estandarizada, poseer una Base de Datos más completa y actualizada del yacimiento, facilitar la obtención de los registro de cada pozo del yacimiento, reducir la manipulaciones innecesarias de la información importada a la Bases de Datos de Prospección de Lateritas, ofrecerle al cliente la posibilidad de incluir en la Base cualquier nuevo parámetro por el solicitado.

ABSTRACT

With aim to the future and in favor of the technical scientific development of this important matter it prevails, a group of specialist of Computer science group and Nickel of the Empresa Geominera Guides, they organized and they created a new support for information in ambient Windows of technological bring up to date of the information, for the introduction of the whole information laterítica (ordinary wells, Creoles, geophysical, hydrogeological, topographical, perforation and all the determinations characteristic of this material type.

In the Creation of the Geologic database and conservation of the information should be kept in mind certain parameters: to Organize and to prepare the information, introduction and bring up to date of the primary data, revisión, validation of the Data and final Report, surrenders from the Information to the client and conservation.

After executing each one of the previous parameters we arrive to the following results, to put to the client's disposition a standardized database, to possess a more complete and modernized database of the location, to facilitate the obtaining of the registration of each well of the location, to reduce the unnecessary manipulations of the information cared to the databases of Prospecting of Lateritas, to offer the client the possibility to include in the Base any new parameter for the one requested.



INTRODUCCIÓN .

La corteza de intemperismo de la región Oriental, ha sido estudiada en distintas etapas y redes de exploración, por distintos Especialistas e Ingenieros cubanos y extranjeros a lo largos de mas de 40 años, cobrando un amplio desarrollo de estudio y explotación después del triunfo de la Revolución .

Con mira al futuro y a favor del desarrollo científico técnico de esta importante materia prima, un grupo de especialista del grupo de Informática y Níquel de la Empresa Geominera Oriente, organizaron y crearon un nuevo soporte para información en ambiente Windows de actualización tecnológica de la información, para la introducción de toda la información laterítica (pozos ordinarios, criollos, geofísicos, hidrogeológicos, topográficos, perforación) y todas las determinaciones propias de este tipo de material.

En este trabajo nos referiremos a la Creación de la Base de Datos Geológica, en su desarrollo y la conservación de la información del Informe Geológico Final.

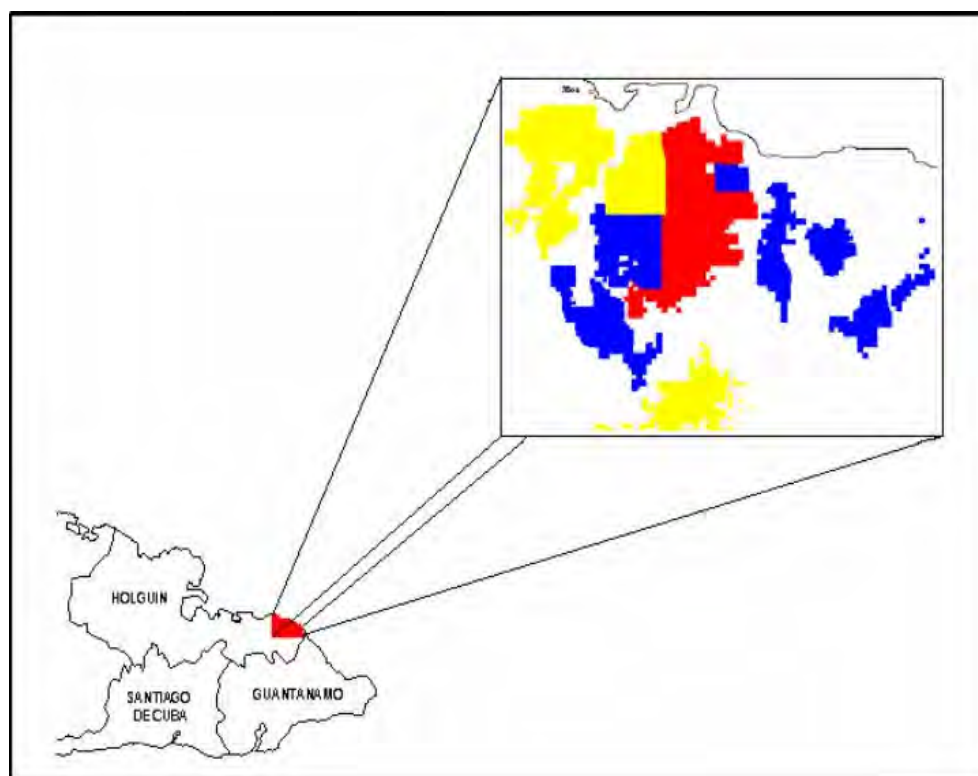


Figura 1 Ubicación de corteza de intemperismo (zona de Moa)

MATERIALES Y METODOS

Para la realización de esta base de datos, recopilar y preparar las informaciones primarias (libretas de campo) de los pozos ordinarios, grupales y criollos del área o yacimiento, ya sea de la zona de Moa o Nicaro (Ej. Fig.1), u otra parte de todos los estadios existentes, revisar cada documento por parte del especialista y aprobada la misma se procede a su introducción en el programa.



Los datos de la base están soportado en un software en ambiente windows, donde se le puede incorporar a la misma todos los métodos y parámetros aparte de los tradicionalmente utilizados.

The screenshot shows the MIN3-5 software interface. At the top is a menu bar with options: Archivo, Edición, Ver, Insertar, Formato, Registros, Herramientas, Ventana, and ?. Below the menu is a toolbar with various icons for file operations, editing, and data management. The main window is divided into several sections:

- Yacimiento/Área:** Fields for YN, ED, and Yacimiento/Área (set to 'Yacimiento Noite Hasta Dic 2003').
- Pozo:** A field for the well number, set to '144728'.
- Coordenadas:** A table for theoretical, real, and deviation coordinates for X, Y, and Z axes.
- Estado:** A dropdown menu set to 'Perforado'.
- Roca que aflora:** A dropdown menu set to 'Ocre Inestructural co'.
- Documentación del Área:** A text area for additional information.
- Perforación:** Fields for 'Cia. Perf.' (set to 'GeoMi'), 'Perforadora' (set to 'UGB'), and 'Perforador' (set to 'AP').
- Fecha Inic.:** Set to '28/10/2004'.
- Fecha Fin:** Set to '28/10/2004'.
- Niv. Agua:** Set to '0'.
- Descrito por:** Set to 'AV'.
- Carotaje:** A button for core sampling data.
- Incrementar número de mtra. a partir del caracter:** A text field for sample numbering.
- Data Table:** A table with columns for sample number, coordinates, drilling parameters, lithology, and observations.

No. Muestra Química	No. Muestra EFM	Desde	Hasta	%Rec.	Sondeo		Litologías			Grado Alte. GAT	Color	Hum.	Ot.
					Diam	Tipo	Lit. 1	Lit. 2	Lit. 3				
244109		0	1	100	135	Espi	1				1		20% de perdigones, irreg.
244110		1	2	100	135	Espi	2				2		Pastoso, oxidaciones de
244111		2	3	100	135	Espi	2				2		Pastoso, oxidaciones de
244112		3	4	100	135	Espi	3				3		Estructura definida, algo
244113		4	5	100	135	Espi	3				3		Estructura definida, algo
244114		5	6	100	135	Espi	3				3		Estructura definida, algo
244115		6	7	100	135	Espi	4	6			4		Estructura poco definida,
244116		7	8	100	135	Espi	17				6		Estructuras rellenas de

Figura 2 Esquema de software de introducción de datos.

En la introducción de los datos primarios inscribir los datos del yacimiento: Yacimiento: código, nombre, ficha (breve descripción) y vértice del yacimiento; los datos del área (si trabaja por área), el código y el nombre y comentario del área, luego los datos del pozo: número del pozo, números y tipos de muestras, desde, hasta, recuperación, diámetro, tipo de perforación, litologías (lito + lito acomp), color, observaciones, documentación del área del pozo, roca que aflora, nombre del perforador y del geólogo que describe.

Para la actualización de la base de datos:

Se importan los ficheros de resultados de laboratorio, teniendo en cuenta los métodos de análisis y sus parámetros.

Se importan los ficheros de coordenadas los cuales contienen las coordenadas X, Y, Z y los números de los pozos del área ó yacimiento.



Se importan los ficheros de geofísicos según parámetros específicos: Carotage, Susceptibilidad magnética (SM) y Sondeo eléctrico vertical de polarización inducida (SEV-PI).

La validación de la información introducida con la realización de consultas, se determinan según parámetros predeterminados como son: longitud de la muestra, documentación geológica, revisión de los contenidos químicos de las muestras, en caso de desacuerdo es solicitado un reanálisis de los mismos a través de un acta de inconformidad.

Procedimientos similares realizaríamos para los pozos criollos y grupales, etc.

Finalmente se realiza el Informe de la Base de Datos, unificación de todos los métodos y parámetro que conforman el mismo en una tabla de Registro de Pozos.

Registro de Pozos del Yacimiento													
Registro de Pozo: 144728 X:8149.81 Y:7560.86 Z: 201.94													
Desde	Hasta	Recup	Lit1	Lit2	Columna	Observaciones	Muestra	Fe	Ni	Co	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO
0.0	1.0	100	1		* * *	20% de perdigones, irregular, diámetro 0.3 mm, algo pastoso	244 109	48.60	0.92	0.015	2.81	12.69	0.68
1.0	2.0	100	2		** **	Pastoso, oxidaciones de Fe y Mn	244 110	50.90	1.34	0.019	2.74	7.10	0.66
2.0	3.0	100	2		** **	Pastoso, oxidaciones de Fe y Mn	244 111	49.80	1.32	0.146	3.60	8.55	0.59
3.0	4.0	100	3		V V	Estructura definida, algo pastoso, oxidaciones de Fe y Mn, pto Cr	244 112	50.90	1.31	0.146	2.44	7.86	0.59
4.0	5.0	100	3		V V	Estructura definida, algo pastoso, oxidaciones de Fe y Mn, pto Cr	244 113	50.20	1.29	0.287	2.01	6.98	0.61
5.0	6.0	100	3		V V	Estructura definida, algo pastoso, oxidaciones de Fe y Mn, pto Cr	244 114	50.40	1.09	0.274	2.20	7.20	0.64
6.0	7.0	100	4	6	V- V- V- V- V- V-	Estructura poco definida, algo compacto, oxidaciones de Fe y Mn, serpentina y/o querolita, pto Cr, serpentina de sintegrada	244 115	49.50	0.84	0.385	2.40	8.09	0.94
7.0	8.0	100	17		μ μ μ μ μ	Gtas rellenas de minerales serpentínicos, ctiles de Px	244 116	6.70	0.33	0.015	36.75	0.75	38.47
8.0	9.0	100	17		μ μ μ μ	Gtas rellenas de minerales serpentínicos, ctiles de Px	244 117	6.30	0.33	0.013	37.43	0.80	36.26

Figura 3 Registro de pozos del yacimiento.

La información de la Base de Datos de Prospección de Lateritas puede entregarse en Formato: DBF, EXCEL, según la versión que desee el cliente y según su posibilidad de trabajo con la misma.

La conservación de la información se realiza en soporte magnético, un Servidor de la RED, lugar no manipulable, excepto por el personal especializado y autorizado, que se encarga de dar mantenimiento a la misma.

RESULTADOS.

La Base da Datos creada en ambiente windows ha permitido unificar en una misma base y separada por área o yacimientos según los materiales La Base de Datos creada en ambiente Windows ha permitido unificar en una misma base varios yacimientos o área



según el tipo de material a utilizado por las fabricas de procesamiento laterítico; además una información mas completa, estandarizada y actualizada .

Actualmente es utilizado en la creación de las bases de datos de la cortezas de intemperismo de la región oriental.

CONCLUSIONES

1. Poner a disposición del Cliente una Base de Datos estandarizada.
2. Poseer una Base de Datos más completa y actualizada del yacimiento.
3. Facilitar la obtención de los registro de cada pozo del yacimiento.
4. Reducir la manipulación innecesarias de la información importada a la Bases de Datos de Prospección de Lateritas.
5. Ofrecerle al cliente la posibilidad de incluir en la Base cualquier nuevo parámetro por el solicitado.



DETERMINACION DE LA CONTINUIDAD DE LA MINERALIZACION DEL HORIZONTE DE SERPENTINITAS DURAS (SD) EN EL YACIMIENTO YAMANIGUEY.

José Arias del Toro⁽²⁾ Mabel Pérez Campos⁽¹⁾, Marta Campo Cordero⁽³⁾

- (1) Oficina Nacional de Recursos Minerales, Salvador Allende 666, entre Oquendo y Soledad, Centro Habana, Ciudad Habana, Cuba, ZIP 10300, Email: mabelp@onrm.minbas.cu
- (2) Oficina Nacional de Recursos Minerales, Salvador Allende 666, entre Oquendo y Soledad, Centro Habana, Ciudad Habana, Cuba, ZIP 10300, Email: jose@onrm.minbas.cu
- (3) Oficina Nacional de Recursos Minerales, Salvador Allende 666, entre Oquendo y Soledad, Centro Habana, Ciudad Habana, Cuba, ZIP 10300, Email: martha@onrm.minbas.cu

PALABRAS CLAVES: Simulación Secuencial Indicador, Variables Categóricas, Probabilidad Mineral.

KEY WORDS: Indicador Secuencial Simulation, Categorical Variables, Mineral Probability.

RESUMEN

En el presente trabajo se exponen los principales resultados del estudio Geoestadístico realizado en el Yacimiento Yamanigüey para la determinación experimental de la continuidad del horizonte de Serpentinitas Duras Niquelíferas (SD) mediante la Simulación Geoestadística.

El yacimiento Yamanigüey se localiza en la Región de Moa el cual ha sido intensamente explotado para la extracción y aprovechamiento de las menas Limoníticas Niquelíferas de la parte superior de la corteza de intemperismo. El horizonte de Serpentinitas Duras se localiza en la porción mas baja del perfil original yacente sobre rocas Ultrabásicas serpentinizadas significativamente alterado debido a la extracción minera. Para el estudio de la continuidad del horizonte de Serpentinitas Duras Niquelíferas fue seleccionada el área que abarcan los pozos de la Red de 16 x 16 metros de la parte central del yacimiento Yamanigüey. Se empleó el método de la Simulación Secuencial Indicatríz (SISIM) para Variables Categóricas a partir del cual se construyó el modelo detallado de la distribución espacial de la de la mineralización Niquelífera en nodos de 2 x 2 metros donde se simuló la presencia (1) o su ausencia (0).

Posteriormente se conformaron Redes de nodos de 6 x 6, 10 x 10, 20 x 20, 30 x 30, 40 x 40, 50 x 50, 60 x 60, 80 x 80, 100 x 100, 150 x 150 y 200 x 200 metros a partir de la extracción desde la red inicial de 2 x 2 metros, realizándose la estimación de la probabilidad mineral en nodos espaciados según una red de 8.33 x 8.33 metros a partir de múltiples iteraciones (100 realizaciones). Como resultado se calculó la probabilidad mineral para cada Red extraída y su Error, se construyó el gráfico que relaciona el Distancia (h) contra el Error Probable de la no ocurrencia mineral.



ABSTRACT

This paper shows the main results of the geostatistical study of Yamanigüey ore Body. It was carried out to establish experimental continuity of Hard Serpentinites Horizont (SD) using Geostatistical Simulation. Yamanigüey Ore Body is located in Moa Region which has been deeply mined for extracting and recovering Niquelíferous Limonitic Ore, This layer is placed in the upper part of weathering profile. On the contrary, the Hard Serpentinites Horizont is placed in the low part of original profile over the Ultrabasic Serpentinized Rocks, significantly altered by mining exploitation..

In order to study the Ultrabasic Serpentinized Rocks, an area was selected, located in the central part of the Ore body, which was covered with boreholes in a 16x16 m grid.

Sequential Indicator Simulation (SISIM) to Categorical Variables was employed and a model of spatial distribution of mineralization in nodes by 2 x 2 meters was obtained, where the presence (1) or absence (0) was simulated for Niquelíferous Serpentinite mineralization.

Subsequently grids of nodes for 6 x 6, 10 x 10, 20 x 20, 30 x 30, 40 x 40, 50 x 50, 60 x 60, 80 x 80, 100 x 100, 150 x 150 y 200 x 200 meter were built by extraction from primary grid of 2 x 2 meter. The Probability of mineralization in blocks was estimated from a large number of iterations (100 realizations) As a result, mineral occurrence probability and its error were calculated for each one of the simulated grids and graphs relating Distance (h) versus Probable Error or Not Mineral Occurrence were drawn.

INTRODUCCION

El yacimiento Yamanigüey se localiza en la Región de Moa el cual ha sido intensamente explotado para la extracción y aprovechamiento de las menas Limoníticas Niquelíferas de la parte superior de la corteza de intemperismo. El horizonte de Serpentinitas Duras se localiza en la porción mas baja del perfil original yacente sobre rocas Ultrabásicas serpentinizadas significativamente alterado debido a la extracción minera.

Para el estudio de la continuidad del horizonte de Serpentinitas Duras Niquelíferas fue seleccionada el área que abarcan los pozos de la Red de 16 x 16 metros de la parte central del yacimiento Yamanigüey. La Figura 1 muestra las zonas de propagación de la mineralización Niquelífera del horizonte de las Serpentinitas Duras (en color oscuro) según la envolvente 1.0 % Ni de acuerdo con la información de los pozos perforados.



Figura 1 Area de Desarrollo de la mineralización Niquelífera en el Horizonte de menas



SD en el Yacimiento Yamanigüey

MATERIALES Y METODOS

La Metodología empleada para la determinación de la continuidad de la mineralización en el horizonte de Serpentinitas Duras Niquelíferas del Yacimiento Yamanigüey es la de Enrarecimiento de la Red de Exploración (Kreiter ,1968; Leping y Ariosa ,1985; Estevez y cols, 2004) a partir del modelo probabilístico detallado obtenido mediante la simulación de la presencia o la ausencia del horizonte de serpentinitas duras niquelíferas empleando la técnica de Indicadores binarios.

Para la obtención del modelo probabilístico detallado de la distribución espacial en 2 Dimensiones de las Serpentinitas Niquelíferas en el área del yacimiento Yamanigüey fue empleado el método geoestadístico de **Simulación Secuencial Indicador** en su variante de simulación de variables categóricas; un atributo no numérico se simula en cada localización mediante un indicador binario que va a indicar la presencia (1) o la ausencia (0) del mismo.

Método de la Simulación Secuencial Indicador de variables categóricas (Goovaerts ,1997; Deutsch y Journel, 1998; Richmond y Dimitrakopoulos, 2000)

Variable Categórica: Se define como tal a aquella variable que toma valores en dependencia del predominio de una determinada categoría en una localización determinada .Se emplea generalmente para distinguir tipos de roca, presencia o ausencia de determinado atributo, etc.

El desarrollo de la metodología de la **Simulación Secuencial Indicador** puede ser descrita de forma general a través de una serie de pasos los que a continuación se mencionan:

1) Transformación del atributo $z(u)$ en un indicador según :

$$I(u; Z_k) = \begin{cases} 1 & \text{Si } X_i = S_k \\ 0 & \text{de lo contrario} \end{cases}$$

2) Establecimiento de una red de nodos o puntos a simular en el sistema de coordenadas empleado.

3) Determinación de un camino aleatorio a través de todos los nodos de la red, se visita cada nodo en orden aleatorio solamente una vez durante el proceso de Simulación.



- 4) Asignación del valor de la categoría del dato más cercano al nodo (se toma el más cercano de los múltiples datos que pudieran ser asignados al mismo).
- 5) Selección del dato y del nodo que fue previamente simulado de forma aleatoria.
- 6) Construcción de la probabilidad condicional mediante interpolación utilizando Kriging.
- 7) Finalmente se realiza el chequeo de los resultados.
 - a) Honora los datos?
 - b) Honora las proporciones globales?
 - c) Honora el variograma?
 - d) Luce razonable?

DESCRIPCION DE LA METODOLOGIA EMPLEADA

Los pasos que a continuación se detallan fueron desarrollados durante el trabajo:

- 1) Preparación de la base de datos
- 2) Análisis Estructural (Variográfico)
- 3) Simulación Secuencial Indicador Categórica.
- 4) Validación del Modelo Equiprobable obtenido de la Mineralización Niquelífera del horizonte de Serpentinitas Duras.
- 5) Estimación de la Probabilidad Mineral según redes de 6 x 6, 10 x 10, 20 x 20, 30 x 30, 40 x 40, 50 x 50, 60 x 60, 80 x 80, 100 x 100, 150 x 150 y 200 x 200 metros vía Simulación Secuencial Indicador mediante 100 Iteraciones.
- 6) Obtención de la Curva del Espaciamiento contra Probabilidad Mineral mediante ajuste por regresión simple.

A partir de la base de datos de los pozos de la red de 16.66 x 16.66 metros del yacimiento Yamanigüey se realizó la codificación pozo a pozo de la presencia o la ausencia de la mena SD según la condición Hierro < 12 % y Níquel >= 1 %. Para los pozos que cumplieron con la condición se le atribuyó el valor de 1 de lo contrario se le asignó 0.

Con el objetivo de regularizar espacialmente la información se creó una red de bloques de 16.75 x 16.75 metros que cubrieron toda el área de desarrollo de la mineralización Niquelífera (figura 1). A cada bloque se le adjudicó el valor de la Indicatriz Binaria (0 ó 1) desde la ubicación del pozo más cercano (vecino más cercano).

Con el objetivo de estudiar la variabilidad espacial de la mineralización (Anisotropía) se realizó la estimación y el Ajuste de los Semivariogramas Indicadores Direccionales en 2 Dimensiones.

Una vez obtenidos los parámetros resultantes del ajuste de los Semivariogramas Indicadores Direccionales (Alcances y Mesetas) se generó mediante el programa



SISIM de la Liberia Geoestadística **GSLIB** (C.V.Deutsch, A.G. Journal 1998) una Simulación Detallada de la Mineralización Niquelífera en el horizonte de Serpentiníitas Duras en nodos de 2 x 2 metros la cual se asume en la practica como la realidad desconocida.

Con el propósito de estudiar la continuidad espacial de la mineralización mediante el efecto que provoca el enrarecimiento de la red de exploración, se realizó la extracción de nodos de la red base creada (red de 2 x 2 metros) a 6 x 6, 10 x 10, 20 x 20, 30 x 30, 40 x 40, 50 x 50, 60 x 60, 80 x 80, 100 x 100 ,150 x 150 y 200 x 200 metros conformando de esta manera 11 juegos de datos que representan las localizaciones perforadas (pozos de exploración) para cada una las configuraciones.

Se creó una red de puntos espaciados a 8.33 x 8.33 metros, en la cual se estimó el valor se Probabilidad de la ocurrencia del Horizonte Mineral SD (Fe < 12 % y Ni >= 1.0 %) a partir de las salidas de Ceros y Unos Simulados 100 veces en cada punto calculándose a partir de las expresiones que se muestran a continuación:

La probabilidad de ocurrencia de un simple evento es igual a:

$$P\{A\} = \frac{n(A)}{n} \quad (1)$$

y de No ocurrencia (fallos)

$$Q = 1 - P\{A\} \quad (2)$$

Donde:

n- Numero de Eventos

n(A) – Frecuencia o número de veces en que el evento ocurre

Se catalogaron como “mineral” todos los puntos de 8.33 x 8.33 metros estimados a partir de la red de nodos de 6 x 6 metros que como promedio su probabilidad de ocurrencia resultó el 100 % calculado según la expresión (1) y que se encontraban ubicados dentro de los límites del área de desarrollo de la mineralización niquelífera indicada por los pozos de exploración (corteza de intemperismo).

Para los puntos de 8.33 x 8.33 metros estimados a partir de las redes de 10 x 10, 20 x 20, 30 x 30, 40 x 40, 50 x 50, 60 x 60, 80 x 80, 100 x 100 ,150 x 150 y 200 x 200 metros y que espacialmente coincidieron con aquellos estimados a partir de la red de 6 x 6 metros catalogados como “mineral” se determinó la probabilidad porcentual y el Error de no Ocurrencia de la mineralización por las expresiones 1 y 2.

Finalmente se realizó la construcción del gráfico del Espaciamento de la Red versus Error Envolvente Simulada y su ajuste por regresión simple.

RESULTADOS DEL ANALISIS VARIOGRAFICO.



El análisis variográfico se realizó a la base de datos codificada con la Indicatriz Binaria de ceros y unos regularizada en 2 Dimensiones. Se calcularon los Semivariogramas Direccionales en el plano de la mineralización. Se seleccionó un paso (Lag) de 16.75 metros para las direcciones ortogonales de 0 - 90 Grados y 45-135 Grados. La tolerancia angular fue de 22.5 grados para todos los Semivariogramas calculados

Los Semivariogramas según las diferentes direcciones denotan que:

1. La mineralización es ligeramente anisotrópica en el plano a juzgar por los alcances observados, Las direcciones 0-90 representan las direcciones de mínima y máxima continuidad.
2. El Valor del efecto *Nugget* es aproximadamente el 50 % de la meseta (sill) si se toma como referencia los primeros puntos en los Semivariogramas. Con el objetivo de propiciar la Simulación los Semivariogramas fueron ajustados sin considerar la existencia de Efecto Nugget (Efecto Pepita) es decir se asume que la mineralización es continua desde el origen con lo cual se evita la existencia de estructuras con alcances nulos.
3. Los modelos de teóricos ajustados al Semivariograma experimental fueron 2 estructuras Exponenciales con alcances de:
 - *Mínimo*: 15 metros y *Máximo* de 24 metros para la primera estructura.
 - *Mínimo* de 120 metros y *Máximo* de 210 metros para la segunda estructura
1. El modelo de variabilidad espacial en 2 Dimensiones para la envolvente mineral esta representada por la siguiente expresión:

$$\text{Ind: } \gamma(h_x, h_y) = 0.14 \text{ Exp } (15, 24) + 0.11 \text{ Exp}(40, 70)$$

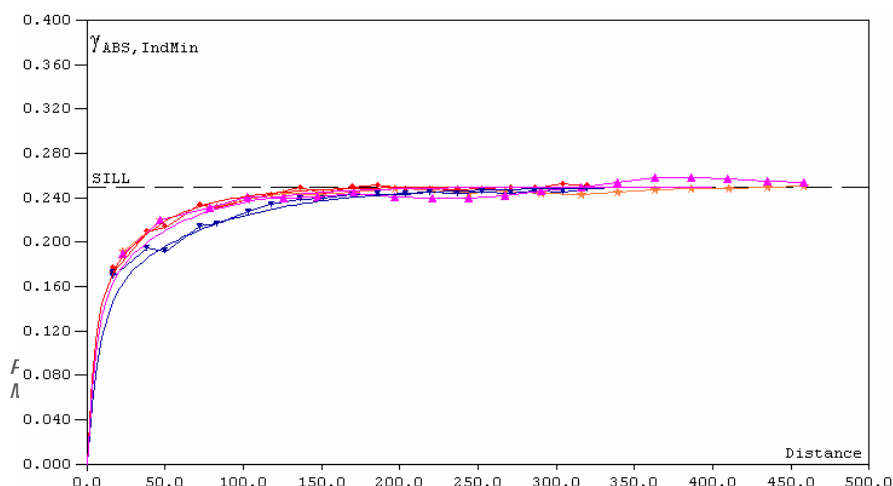
Donde:

Exp – Significa Modelo Exponencial.

Entre paréntesis (x,y) los rangos menor y mayor de la elipse.

El valor que antecede al modelo es el valor de la meseta de la estructura.

Semivariogramas de Indicadores ajustados para la Envolvente Mineral





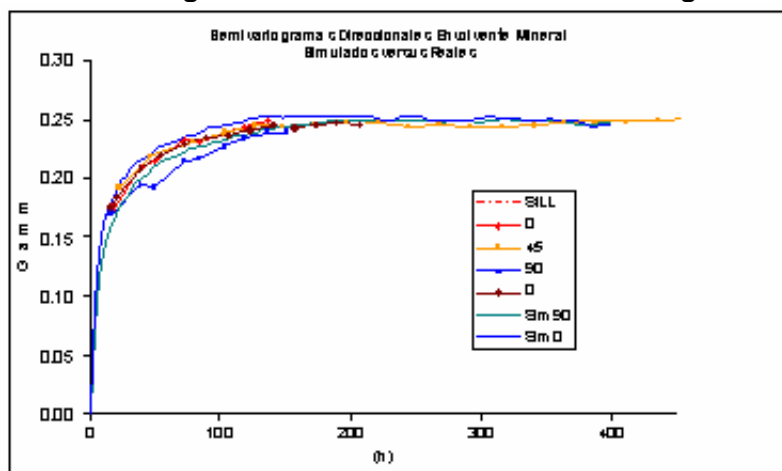
VALIDACIÓN

Con el objetivo de comprobar la robustez de los resultados obtenidos en la Simulación de la mineralización Serpentinítica Niquelífera en la red de nodos de 2 x 2 metros se estimaron los Semivariogramas a partir de los valores simulados (Ceros y Unos) y se confeccionó un plano que refleja la propagación de la mineralización Niquelífera del horizonte de las Serpentinitas Duras según la envolvente 1.0 % Ni por lo que:

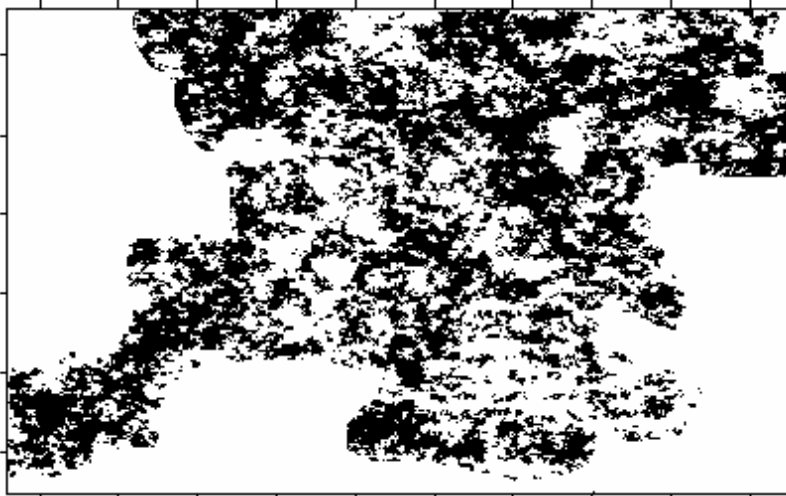
- Los Semivariogramas Simulados y los Semivariogramas Reales poseen la misma estructuración.
- La distribución espacial de la mineralización Simulada y la mineralización Real es similar.

Por lo tanto se acepta como válida la Simulación de la mineralización en nodos de 2 x 2 metros.

Semivariogramas Simulados versus Semivariogramas Reales



Mineralización Serpentinítica simulada 2 x 2 metros (realización 1)

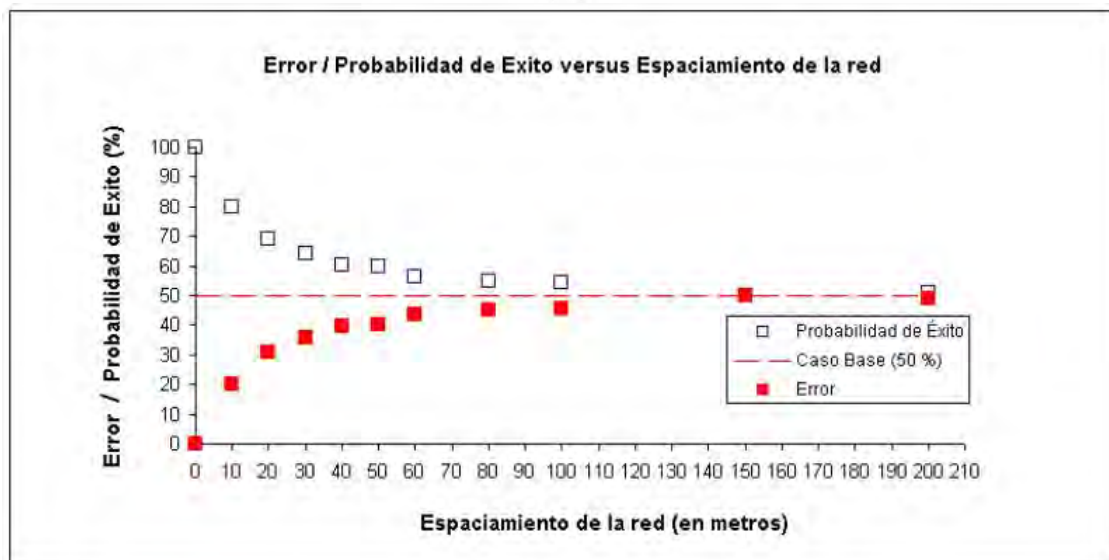
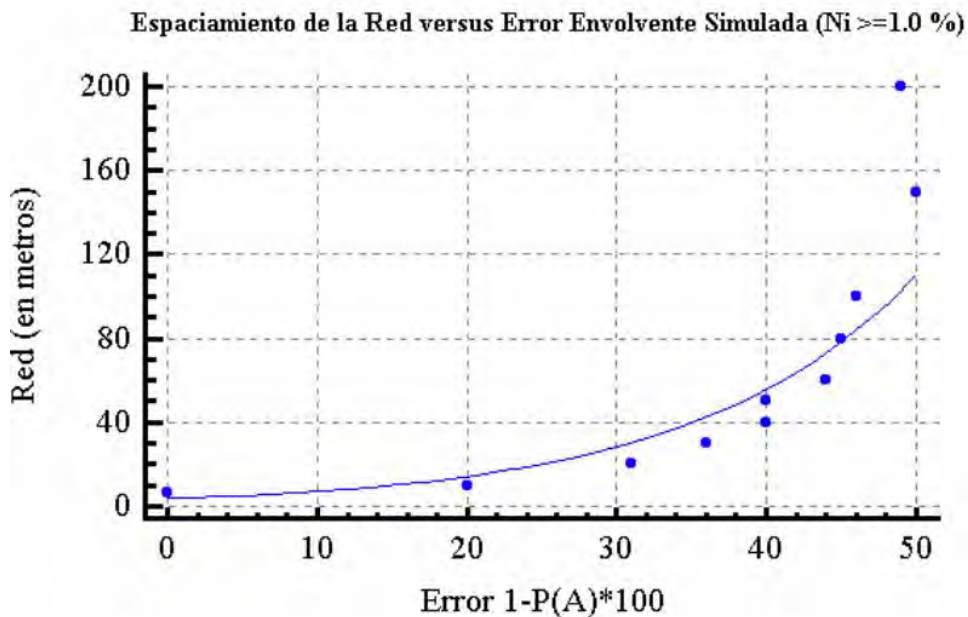


DETERMINACION DE LA PROBABILIDAD MINERAL POR REDES Y SU ERROR.

La tabla muestra los resultados de la estimación de la Probabilidad de Ocurrencia de la mineralización del horizonte de Serpentinitas Duras Niquelíferas en el Yacimiento Yamanigüey:

Red	Probabilidad de Ocurrencia	Error
10 x 10	79.7	20.3
20 x 20	68.9	31.1
30 x 30	64.4	35.6
40 x 40	60.3	39.7
50 x 50	59.8	40.2
60 x 60	56.4	43.6
80 x 80	54.7	45.3
100 x 100	54.3	45.7
150 x 150	49.9	50.1
200 x 200	51.0	49.0

A partir de estos resultados se construyó la gráfica que muestra el espaciamiento de la Red versus su Error o la No ocurrencia (fallos) y su ajuste por regresión simple.



En el gráfico muestra la relación entre la Probabilidad de Éxito y su Error asociado (Fallos). A medida que el espaciamiento de la red de exploración aumenta, se incrementa el grado de incertidumbre hasta alcanzar un cierto nivel (meseta) donde ambos parámetros convergen.

CONCLUSIONES



- 1) La mineralización del horizonte de serpentinitas duras níquelíferas es ligeramente anisótropa a juzgar por los alcances observados en los semi-variogramas, las direcciones 0-90 representan las direcciones de mínima y máxima continuidad.
- 2) Los modelos de teóricos ajustados a los semi-variogramas experimentales responden a funciones exponenciales con alcances mínimos entre 15-120 metros y máximos de 24-210 metros para la primera y la segunda estructura respectivamente.
- 3) El ajuste por regresión de los valores obtenidos por las simulaciones indican que la continuidad de la mineralización en el horizonte de serpentinitas Duras Níquelíferas alcanza como valor máximo 110 metros debido a que tanto su valor de Probabilidad como su Error asociado convergen a la meseta a esa distancia (valor de probabilidad del 50 %).
- 4) La mineralización alcanza continuidad de 14 metros si se considera una probabilidad de ocurrencia (éxito) igual o superior al 80 %.
- 5) La metodología desarrollada permite la creación de modelos probabilísticos espaciales de ocurrencia de mineralización.

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

C.V.DEUTSCH, A.G. JOURNAL. (1998) **"GSLIB Geostatistical Software Library and User's Guide"** Second Edition. Oxford University Press. New York.

GORIA S., ARMSTRONG M., GALLI A. (2001) **"Quantifying the Impact of Additional Drilling on an Openpit Gold Project"**. Centre Geostatistique, Fontainebleau, France.

ROCHE ALFONSO J. (1989) **"Estadística en las Ciencias Geológicas"** .Tomo 1 pagina 154.

HOEL G. PAUL (1966) **"Elementary Statistic"**. Pág. 53

KREITER V.M. (1968) **"Prospección y Exploración de Yacimientos Minerales"**. Pags279-280.

LEPING O.V., ARIOSIA I. J. D.(1985) **" Búsqueda, Exploración y Evaluación Geólogo-Económica de Yacimientos Minerales "**.Editorial Pueblo y Educación. Pág. 152.

ORTIZ G. M., COBAS B. R. (1990) **"Informe sobre la Exploración Detallada de la serpentina Moa. Cuerpo 1 Yamanigüey "**

WWW.GSLIB.COM (2000). **" Indicator Simulation for Categorical Variables"**



TECNOLOGÍA PARA ACTUALIZAR LAS RESERVAS MINERALES DE NIQUEL Y COBALTO.

Dra. Adis Rodríguez Cardona, Ing. Alfredo Hernández Ramsay, Tec. Marcos Cadette La O, Ing. Nolberto Moreno Borges.

Las Reservas Minerales según Normas Nacionales e Internacionales vigentes (Cubana, Australasia, Marco ONU, etc), exigen demostrar que el mineral es técnicamente extraíble y económicamente procesable. En Cuba Recursos No Renovables de Níquel y Cobalto se procesan en 3 grandes Empresas. Los patrones para calcularlas mayoritariamente responden al grado de estudio geológico a través de un Cut - Off fijo establecido hace varias décadas que emplean sólo el quimismo (Fe, Ni). Han cambiado precios, costos, mecanismos de evaluación, el cobalto se incorpora como elemento útil, es conocido hay diferencias no constantes entre los elementos útiles del mineral alimentado y el que la industria puede extraer.

El primer cambio aplicado con criterios integrales fue disminuir a 0.9% el níquel en las limonitas del yacimiento Luz Norte; significó incrementos del níquel metálico en 21% y del Cobalto 32%, logró mayor producción en igual área y disminuyeron los costos de producción. La Empresa Comandante René Ramos Latour de Nicaro lo ha generalizado a otros sectores en los últimos años.

La aplicación recién concluida en Yagrumaje Norte emplea modelos TECNICOS – ECONÓMICOS, Integrales y Dinámicos, permite incrementos en 30% del níquel metálico confirmado y 33% del Cobalto. Por la producción adicional para el área concedida en la Empresa Comandante Ernesto Guevara ingresan centenares de Millones de dólares y disminuye los costos en más de 3 millones de pesos. Incluye aplicar métodos físicos que dan resultados ágiles.

El nuevo modelo aumenta la producción del Níquel y Cobalto (recursos no renovables), disminuye los costos, no exige inversiones, conserva mejor al medio ambiente, crea las bases para la explotación racional y sostenible. Extiende varios años la vida útil de las industrias procesadoras que son el sustento fundamental para la población de la región sin disminuir el ritmo proyectado, con el consiguiente aporte social para la región y el país.



EMPLEO DE ZEOLITAS NATURALES EN ADICIONES DE MORTEROS Y HORMIGONES. DE ALTAS PRETACIONES

Mercedes Rosell Lam⁽¹⁾

(1) Centro Técnico para el Desarrollo de los Materiales de Construcción. Carretera de Casablanca y Calle 70. Reparto Bahía. Ciudad Habana. Email: mercedesr@ctdmc.com.cu

RESUMEN

En el presente trabajo se muestra una exhaustiva caracterización de la zeolita natural cubana del tipo clinoptilolita-heulandita desde el punto de vista puzolánico, por los diversos métodos de determinación de puzolanidad.

Mediante la difracción de rayos X se monitorea la reacción puzolánica en el tiempo, en una pasta de cemento aditivada con zeolita, observándose las reflexiones de las nuevas fases formadas.

Un plan experimental de diseño de hormigones con y sin adición de zeolita utilizando cemento nacional y áridos de la zona occidental del país, calizos, considerados no convencionales, demuestra incrementos de la resistencia mecánica de aquellos aditivados con zeolita. El desarrollo de las resistencias después de los 7 días corrobora que el incremento se debe a la reacción puzolánica.

La microscopía electrónica de barrido muestra la diferencia morfológica de los hormigones con y sin adición, siendo más homogénea en la interfase árido pasta las aditivadas. Un mapping realizado nos confirma la importancia de la granulometría, al observar que la reacción ocurre de forma radial en la superficie del grano de zeolita.

Como resultado de este trabajo investigativo se demuestra la posibilidad de producir hormigones de altas prestaciones en el país a partir de materias primas nacionales y sin la importación de aditivos tales como las microsílices y silica fume. Este Know how, abre una nueva posibilidad de utilización de las zeolitas y constituye un potencial exportable. Experiencias prácticas de más de 5 años avalan estos resultados.

ABSTRACT

This paper shows the characterization of the natural Cuban zeolite, clinoptilolite – heulandite, as pozzolanic by different methods.

The ray X diffraction was used to observe the pozzolanic reaction of the cement paste with zeolite as admixture, for two years. It was seen the reflection of the new components.

By an experimental plan of concrete design with and without zeolite admixture, using national Portland cement and calcareous aggregates of the occidental region, considered non conventional, it was showed the increment of compressive strength when the concrete has zeolite admixture. The increment of compressive strength after seven days shows the influence of the pozzolanic activity of the zeolite.

A scanning electron microscopy was used to obtain images of concrete. The micrograph shows the different morphology and also the mapping confirms that, there is a very dense and compact matrix when concrete contains zeolite mineral admixture. On the other hand, small particles of zeolite mineral admixture can be observed, in account of the influence of the size of zeolite mineral admixture in the pozzolanic reaction.

These results show the achieving High Performance Concrete in Cuba using national (non conventional) aggregates, without imported admixture as silica fume or microsilica. The new Know how and use of zeolite it was presented.



EMPLEO DE ZEOLITAS NATURALES EN ADICIONES DE MORTEROS Y HORMIGONES. DE ALTAS PRETACIONES

Ing. Mercedes Rosell Lam

Centro Técnico para el Desarrollo de los Materiales de Construcción. Carretera de Casablanca y Calle 70. Reparto Bahía. Ciudad Habana. Email: mercedesr@ctdmc.com.cu

INTRODUCCION

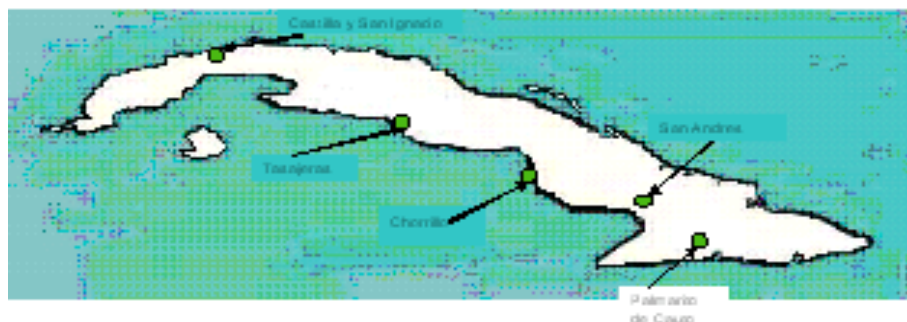
Las zeolitas minerales, tectosilicatos, de acuerdo con la definición estructural de Milovski y Kónov son *aluminosilicatos con estructura de armazón*, de modo similar a los feldespatos y feldespatoides, cuya composición química cae en la zona de los feldespatos alcalinos en el sistema $\text{SiO}_2 - \text{NaAlSiO}_4 - \text{KAlSiO}_4$, (figura 1) de estructura cristalina espacial compleja sobre la base de una armazón tridimensional de tetraedros SiO_4 , salvo claro está los productos volcánicos vítreos que por causa de su enfriamiento brusco son carentes de este ordenamiento iónico.

El estudio realizado por Brito y Coutin de los yacimientos de la mitad oriental de la isla de Cuba mostró que los mismos están constituidos básicamente por mordenita y clinoptilolita o asociaciones de ambas zeolitas con la presencia en mayor o menor cuantía de vidrio volcánico no alterado, aunque en el yacimiento de Las Margaritas, al norte de Camagüey, se ha encontrado la presencia de analcima acompañada de cuarzo; y hacia el centro de la isla, en el yacimiento de Carolina, a unos 3,5 km al noroeste de la bahía de Cienfuegos, existe un yacimiento muy grande con una importante presencia de heulandita además de clinoptilolita. Es de señalar el yacimiento Tasajeras en la provincia de Villa Clara que ha sido exhaustivamente caracterizado y donde las fases fundamentales son clinoptilolita y heulandita, aunque aparece mordenita en reportes de algunos investigadores.

Todas estas zeolitas de la isla de Cuba, o más bien las rocas que las contienen en elevadas proporciones -en el orden hasta del 80-90%- han sido estudiadas como material de construcción en Cuba.

La distribución de los yacimientos de zeolitas con plantas de procesamiento, se observa en el siguiente mapa:

Distribución de los yacimientos de zeolitas en Cuba



Son conocidas las evidencias de empleo de minerales con contenido de zeolitas naturales en las mezclas con cal, de las llamadas tierras de Santorin, Trass Renano, y similares minerales descubiertos en Pozzoli cerca de la Bahía de Nápoles, en las construcciones antiguas, 1500 – 2000 años antes de nuestra era, así como también el amplio empleo que los romanos hicieron de estos minerales en sus colosales obras construidas en la antigüedad.

Muchas de estas construcciones conservadas hoy en admirables condiciones, desafiando con éxito el ataque incesante de los agentes meteóricos, la acción destructiva del agua de mar y aún de animales litófagos, testimonian una de las propiedades fundamentales de la sostenibilidad: la durabilidad.



El término puzolana se asignó a los materiales que tienen comportamiento similar a los encontrados en las cercanías de la antigua Puzzoli y se definen como materiales que no poseen propiedades cementicias ni actividad hidráulica por sí solas, sin embargo, contienen constituyentes que se combinan con la cal a temperaturas ordinarias y en presencia de agua, dando lugar a compuestos permanentemente insolubles y estables que se comportan como conglomerantes hidráulicos.

Los estudios y aplicaciones de las zeolitas naturales como material de construcción, en la antigüedad no solo resultan de interés para la historia de las construcciones realizadas por el hombre sino que abren la posibilidad de su uso actual como alternativa para países pobres que cuentan con reservas de este mineral. Los objetivos de este trabajo es demostrar la potencialidad de utilización de las zeolitas del tipo clinoptilolita-heulandita como adición puzolánica.

CARACTERIZACION DE LOS MATERIALES

La zeolita.

En la investigación se utilizó la zeolita del yacimiento Tasajeras, fracción 1-3 mm. Fue molida durante una hora en molino de bolas. A continuación la caracterización química.

Tabla I. Análisis químico realizado por Fluorescencia.

Oxido	% Masa	Std. Error	Elemento	% Masa	Std.Error
SiO ₂	64.39	0.52	Si	29.93	0.25
Al ₂ O ₃	11.76	0.36	Al	6.22	0.19
Fe ₂ O ₃	1.96	0.15	Fe	1.37	0.11
CaO	3.6	0.1	Ca	2.6	0.07
Na ₂ O	1.47	0.12	Na	1.09	0.09
K ₂ O	1.29	0.13	K	1.07	0.1
MgO	0.61	0.086	Mg	0.368	0.052
TiO ₂	0.31	0.31	Ti	0.186	0.17

Evaluación de la zeolita como puzolana

Existen varios métodos para evaluar si un material tiene actividad puzolánica, teniendo en cuenta puntos de vistas químicos, físicos y mecánicos, estableciendo valoraciones en algunos casos cualitativas de referencia a patrones y cuantitativas en otros. Los mecanismos de la acción puzolánica y los métodos para su determinación han sido ampliamente discutidos, no existiendo ningún método que pueda ser aplicado a todas las puzolanas, ya que estas pueden ser diferentes en cuanto a origen geológico, composición química, mineralógica y estado físico, no obstante la valoración del comportamiento mecánico del material ante las condiciones específicas de uso, es considerado como criterio definitorio.

La zeolita del yacimiento Tasajeras es analizada de acuerdo a:

- Método desarrollado por el IETcc. Se basa en el desarrollo de la resistencia a la flexotracción y la compresión de morteros tratados con vapor en condiciones prefijadas en probetas prismáticas de 40 x 40 x 160 mm.
- Norma ASTM C 311/97. Determinación comparativa con patrón de la resistencia a compresión de morteros con adiciones del 20% de puzolana, sometido a ambiente de vapor de agua durante 7 y 28 días en probetas prismáticas de 40 x 40 x 160 mm..
- ASTM C 593/95 Se fundamenta en la determinación de la resistencia a la compresión en mortero de cal –puzolana (1:2), en prismas de 40 x 40 x 160 mm después de tratamiento con vapor de agua durante 7 días.

En la tabla II aparecen los resultados para una muestra molida bajo 1 mm y otra micronizada.



Tabla II. Resultados de la actividad puzolánica de la zeolita Tasajeras, por diferentes métodos

Muestra	Resistencia MPa ITEcc		ASTM C 593/95		ASTM C 311/97		
	A/C	Resist. MPa	A/C	Resist. MPa	A/C	Resist. 7d MPa.	Indice Activ %
>1 mm	0.62	12.0.	0.89	8.07	0.53	26.6	79.6
< 0,074 mm	0.65	17.0	0.93	11.92	0.55	38.7	171

Como parte del estudio de la puzolanidad de la zeolita se realizó un estudio de difracción de rayos X en el tiempo de una pasta de cemento con adición de zeolita hasta la edad de 2 años, En la figura 1 se muestran los resultados obtenidos.

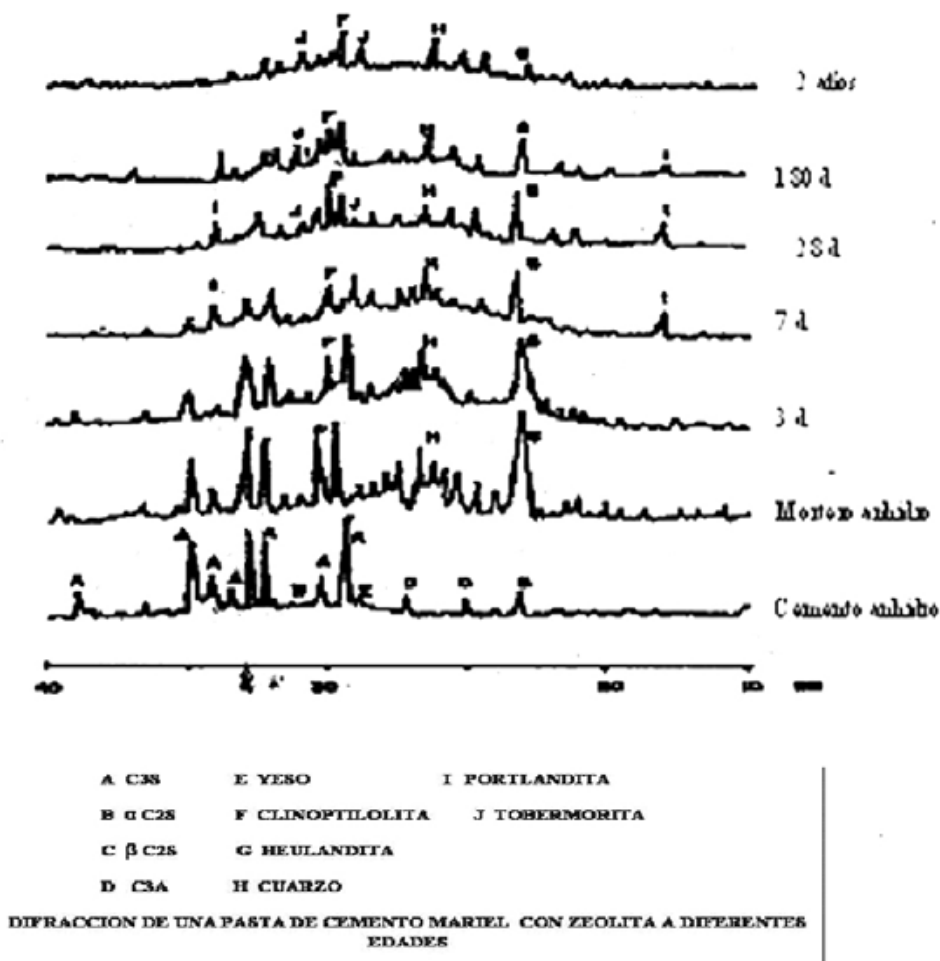


Figura No 1. Difracción de Rayos X de una pasta de cemento con adición de zeolita a diferentes tiempos. Laboratorio CTDMC

Caracterización del cemento y los agregados.



Se usó cemento Portland de la Fábrica de Mariel, cerca de La Habana, las propiedades físico química y mecánicas cumplen los requisitos especificados por NC 54-205:80 para el cemento Portland P-350.

Los agregados utilizados son:

- Gravilla y granito Dragón Camoa, roca caliza triturada procedente de la San José provincia La Habana. Tamaño máximo nominal: 19 mm y 10 mm respectivamente.
- Arena Dragón Camoa, arena caliza, triturada y clasificada procedente de San José provincia La Habana. Tamaño máximo nominal: 5 mm.

PROGRAMA EXPERIMENTAL

Este programa experimental fue concebido para mostrar la influencia de la zeolita natural en las propiedades físico-mecánicas del hormigón desde el punto de vista puzolánico y la variación del comportamiento de la interfase árido pasta que provoca su reacción.

Las proporciones de los áridos (tabla III) se calcularon por el Software Mezcla CTDMC, que tiene como base la continuidad granulométrica de los agregados, tomando como referencia la curva de Fuller.

Tabla III. Dosificación de los áridos. Método de cálculo: Software Mezcla CTDMC

Tamiz (mm)	Agregado. Por ciento pasado			Análisis de regresión		
	Arena	Granito	Gravilla	Curva Fuller	Computer	Desviación
19.05	100	100	100	100	100	0
12.72	100	100	52.0	81.7	83.2	1.5
9.52	100	89.1	19.6	70.7	69.9	0.8
4.76	98.7	10.8	0.8	50.0	48.5	1.5
2.38	81.9	0.6	0.2	35.3	38.6	3.3
1.19	54.2	0.1	-	25.0	25.4	0.4
0.59	34.6	-	-	17.6	16.2	1.4
0.29	19.1	-	-	12.3	9	3.3
0.15	7.6	-	-	9	3.6	5.4
Proporciones	47 %	18 %	35 %	Desviación Total		17.7

La dosificación de cemento fue fijada en 450 Kg/m³; la puzolana, léase zeolita, se dosificó sustituyendo un 10 % masa/volumen de cemento, teniendo en cuenta la variación de sus pesos volumétricos (cemento Mariel y zeolita). La relación agua cemento utilizada es de 0,35 por lo que la adición del aditivo químico se ajustó, hasta obtener dicha relación. La nomenclatura usada fue: CD para las que contienen zeolitas y DD las que no contienen dicha adición.

La dosificación para cada una de las series realizadas aparece en la tabla IV. Se conformaron probetas cilíndricas de 15 x 30 cm para las edades de 3, 7, 28 días y un año, que fueron ensayadas de acuerdo a la cubana.

Tabla IV. Dosificaciones de los hormigones a ensayar.

Series	Cemento kg/m ³	Aggregates			Zeolita kg/m ³	Aditivo Químico l/m ³	Agua l/m ³	A/C + Z	Asent mm
		Arena kg/m ³	Granito kg/m ³	Gravilla kg/m ³					
CD -450-1	450	703	457	580	30	10	156	0.35	19
CD -450-2	450	703	457	580	30	10	156	0.35	22
CD -450-3	450	703	457	580	30	10	156	0.35	21
DD -450-1	450	703	457	580	-	10	156	0.35	19



DD -450-2	450	703	457	580	-	10	156	0.35	20
DD -450-3	450	703	457	580	-	10	156	0.35	21

RESULTADOS. DISCUSIÓN Y ANÁLISIS.

En la caracterización de la zeolita se observa que por los diferentes métodos utilizados, existe puzolanidad, la cual es mas acentuada cuando esta molida bajo 0.074 mm, lo cual esta de acuerdo con el tipo de reacción sólido-sólido donde la limitante es la difusión de los iones calcio.

Se destaca la reactividad demostrada por el análisis de rayos X en el tiempo (figura No 2) donde se observa claramente:

- o Las reflexiones típicas de heulandita (G) y clinoptilolita(F) en el mortero anhidro.
- o La formación de la fase portlandita(I), como producto de la hidratación del cemento a partir de los 7 días, la cual coexiste con la heulandita y la clinoptilolita.
- o A partir de los 28 días se observa un decrecimiento de las tres fases antes mencionadas y la formación de una nueva: Tobermorita (J)
- o A los 180 días es pequeño el efecto que caracteriza la portlandita, sin embargo es mucho mas definida la fase tobermorita representada por dos de sus reflexiones fundamentales.
- o A los dos años es apenas perceptible la reflexión de la portlandita, las reflexiones de la heulandita y clinoptilolita han disminuido de intensidad y se aprecia unas reflexiones notable correspondiente a la tobermorita.

Los resultados de las resistencias de los hormigones a los diferentes tiempos e reportan en la tabla V.

Tabla V. Resistencias a Compresión a diferentes edades. (MPa)

Series	3 días		7 días		28 días		1 año	
	X (MPa)	S (MPa)	X (MPa)	S (MPa)	X (MPa)	S (MPa)	X (MPa)	S (MPa)
CD -450-1	47.5	1.6	56.6	0.5	72,9	3.5	96.7	3.1
CD -450-2	54.3	0.8	56.9	3.8	69.9	3.4	95.7	2.6
CD -450-3	55.8	0.2	59.9	2.0	69,1	3.6	96.2	3.5
Media	52.5		57.6		70.9		96.2	
DD-450-1	56.7	1.8	55.5	1.8	70.4	2.0	85.2	2.9
DD-450-2	44.7	0.9	45.9	0.6	59.7	2.0	86.2	2.6
DD-450-3	42.5	1.0	47.1	1.7	54.3	1.5	81.3	3.5
Media	48.0		49.54		61.5		84.23	

Se observa que a la edad de 3 días ya hay un incremento discreto de la resistencia a compresión, el incremento mas pronunciado de la resistencia a compresión se observa a partir de los 28 días, llegando a 12 MPa a la edad de un año. Esto se debe a la reacción puzolánica que comienza a partir de la formación de la fase portlandita como producto de la hidratación del cemento.

Una muestra de los hormigones a la edad de un año es analizada por SEM, observando claramente las diferencias morfológicas en la zona de interfase árido pasta, debidas a las transformaciones que tienen lugar por las reacción puzolánica, (Figura No 2.). Como los estudios similares llevado a cabo por otros investigadores como el Liborio et al.(15) la interfase de la muestra CD se observa mas compacta y homogénea, y los cristales de portlandita que se observan son pequeños y de forma laminar, lo cual muestra una morfología totalmente diferente a la muestra DD. En ella pudo verse la formación de cristales de portlandita de gran tamaño, 15 µm, muy acicular, lo cual provoca tensiones internas y posibles fisuras en la interfase que atentan con la durabilidad.

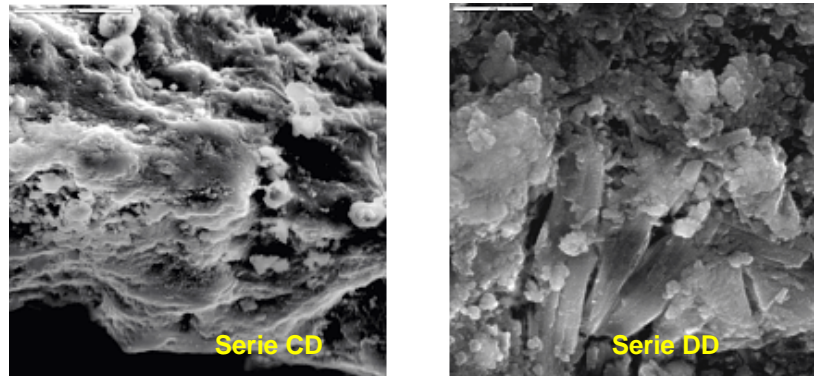


Figura No 2. Micrografía de la interfase árido-pasta de hormigones a la edad de 1 año.

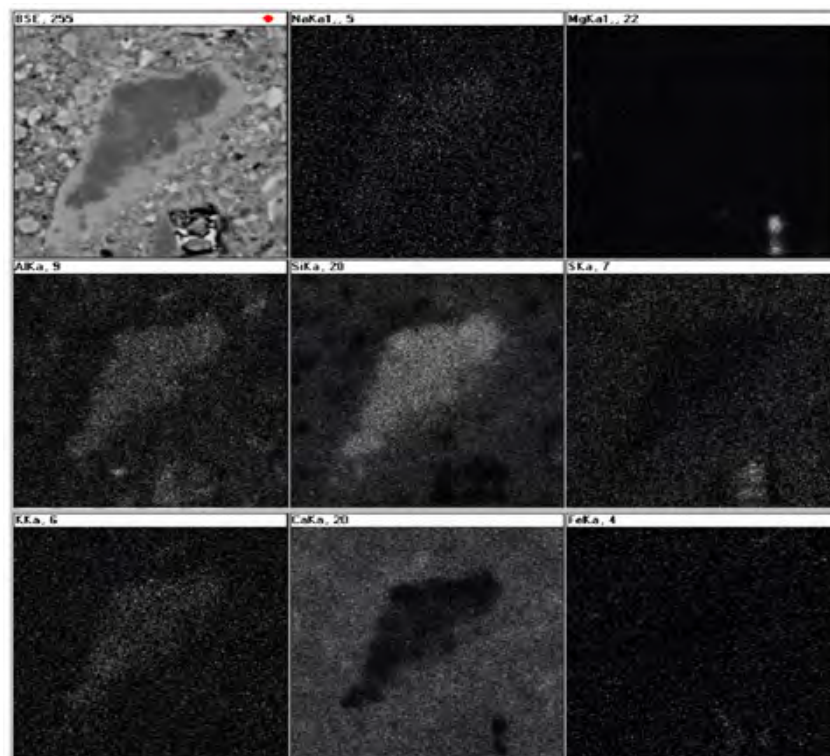


Figura No 3. Mapping de un grano de zeolita en hormigones a la edad de 1 año. Lab. CCMA. CSIC. Madrid.

A manera de confirmación de la reacción puzolánica y su efecto en la resistencia del hormigón, se estudió una muestra proveniente de la serie CD después de ensayada al año, figura No. 3. Se pudo definir un grano de zeolita de 48 μm , aún sin reaccionar completamente, en él, se observan transformaciones de forma radial que se deben a la reacción puzolánica. En el mapping puede verse la variación de las



concentraciones de Si, Ca y Al. La zona central corresponde a la un Silicato aluminoso de Na, K,y Ca es decir la zeolita, En el primer halo se define la formación de un silicato cálcico con algo de aluminio y por ultimo y ya muy homogéneo con los productos de hidratación del cemento el silicato cálcico.

CONCLUSIONES

1. La caracterización de la zeolita demuestra que cumple los requisitos para ser usada como puzolana. Siendo mejor su comportamiento molida menor de 74µm que bajo 1 mm.
2. La actividad puzolánica de la zeolita Tasajeras se demuestra mediante los análisis de difracción de Rayos X en el tiempo y es confirmada por las micrografías donde se observa claramente la transformación de un grano de zeolita en la masa del hormigón.
3. En los hormigones con adición de zeolita se desarrollaron mayores resistencias a compresión, viendo un aumento de este comportamiento en el tiempo, tal y como es característico de las reacciones puzolánicas. El comportamiento de las resistencia lo caracteriza un modelo exponencial que en el caso de adición de zeolita muestra una mayor pendiente.
4. Las micrografías de la interfase árido pasta del los hormigones demuestran la variaciones morfológicas dadas por la homogeneidad de los silicatos cálcicos y formación de cristales de portlandita menos agudos, en aquellos donde hay presencia de zeolita. De igual modo se demuestra la influencia de la granulometría de la zeolita en el mecanismo cinético de reacción
5. La utilización de la zeolita como adición puzolánica ha permitido lograr hormigones de Altas Prestaciones, cuyos resultados al año alcanzan los 96 MPa.

BIBLIOGRAFÍA.

- Use of raw or processed natural pozzolans in concrete. ACI. Comité 232.2002
- La Luz, A. B. Zeolitas: Propiedades e usos industriais. Serie tecnológica 68. CETEM. Rio de Janeiro. 1995.
- Giannetto P; Montes A; Rodríguez G. Zeolitas. Características, propiedades y aplicaciones industriales.
- Rabilero A. Las puzolanas. Cinética de las reacciones. Editorial Oriente. Santiago de Cuba. 1988.
- Urrutia F; Gener M. Memorias 3^{ra} Conferencia Internacional sobre ocurrencia y usos de las zeolitas naturales. Zeolites'91. La Habana, 1991.
- Mehta P.K. Natural Pozzolans. Supplementary Cementing Materials for concrete. Editor V M. Malhotra. Ottawa Canada. 1987.
- Gayoso, R. Sotolongo, C. Gil y R. Prado Curing and Pozzolanic Activity in Polymer Modified Mortars. Proceedings of the Sixth International Conference held in Omiya Japan . 1993
- Gayoso, R; C. Gil Cracking Avoidance in Ferrocement using Natural Zeolite Aggregates. Ferrocement. Proceedings of the Fifth International Symposium on Ferrocement .UMIST, Manchester, 6-9 September 1994.
- Gayoso R. Rosell M. Zeolita utilizada como aditivo mineral activo para hormigones. V Conferencia Internacional de zeolita. Universidad de la Habana, Marzo 2003.
- NC 54-205:98. Especificaciones de calidad de cemento.
- ASTM C 311/97 Standard Test methods for sampling and testing Fly Ash or Natural Pozzolans for use as a Mineral admixture in Portland Cement Concrete .
- Cooms D. S et al. Recommended nomenclatura for zeolite minerals. Report of the subcomité on zeolitas of the internacional Mineralogical Association. Commisison on new minerals and minerals names. 1998.
- ACI 363R-92 State of art n high strenght concrete. Part 1. ACI Manual Concrete Practice 2000.



ALTERNATIVAS PARA LA OBTENCIÓN DE ADSORBENTE ZEOLÍTICO PARA LA DEPURACIÓN DE AGUAS CON CONTENIDO DE Fe Y Mn.

Tania Rodríguez Fernández⁽¹⁾, José Antonio Alonso⁽¹⁾, Esteban Alfonso⁽¹⁾, Emilio Montejo⁽¹⁾, M^a Caridad Rivas Verdugo⁽¹⁾, Mirtha Frómeta García⁽¹⁾ Nery Díaz Castro⁽¹⁾.

(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero-Metalúrgica (CIPIMM), Carretera de Varona, km 1½, Boyeros, Ciudad Habana, Cuba. E-mail: cipimm@ip.minbas.cu

RESUMEN

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 /8/ 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.

La obtención de Zeolitas recubiertas con óxido de manganeso ha ocupado la atención de investigadores, demostrando una capacidad competitiva con los productos sintéticos y los óxidos de origen natural. Diversas tecnologías han sido desarrolladas con el objetivo de obtener la Z-MnO₂ para su aplicación en los denominados filtros de oxidación.

En el desarrollo de este trabajo se discuten varias alternativas de obtención de este tipo de adsorbente con Zeolita del Tipo Clinoptilolita-Mordenita cubanas, donde se obtienen diferentes tipos de óxidos de manganeso en la superficie de la misma con similares propiedades en la depuración de Mn, Fe y metales pesados tales como Pb y Cd, logrando valores de remoción de estos metales, superiores al 96%.

Se presentan las características de cada tipo de adsorbente sobre la base de su estabilidad química, composición superficial y remoción de metales.

Los productos obtenidos encuentran aplicación en la purificación de agua y la depuración de aguas contaminadas, pero además resultan perspectivas para otras aplicaciones como; remediación de sitios contaminados y depuración de efluentes gaseosos.

ABSTRACT

The oxides and hydroxides of Manganese have an unusually high adsorption capacity and give one of the primary controls of heavy metals and traces of other elements in soils and aquatic sediments. They can be important adsorbents of phosphates in natural waters /8/ and superficial sediments, purifying agents of natural waters. They also serve as a barrier to heavy metals in mine drainage waters contaminated and in other industrial operations.

The obtention of Zeolites coated with manganese oxide has occupied the researchers attention, demonstrating a competitive capacity with the synthetic products and the natural oxides. Different technologies have been developed aimed for to obtain the Z-MnO₂ for its application in the so-called oxidation filters.

In the development of this work some alternatives are discussed related to the obtention of this kind of adsorbent with Cuban Zeolite Clinoptilolite-Mordenite type, where different types of manganese oxides are obtained in their surface with similar depuration properties for Mn, Fe and heavy metals like Pb and Cd, achieving values of removal of these metals over 96%.

The characteristics of each type of adsorbent are presented based on their chemical stability, superficial composition and metal removal.

The products obtained are being applied in water purification and in the depuration of contaminated waters, but also are perspective for other applications such as: remedy of contaminated places and depuration of gaseous effluents.



INTRODUCCIÓN

Los minerales de óxidos de Mn se utilizan desde hace miles de años en pigmentos de vidrios clarificados y hoy como menas del metal, en catalizadores y baterías.

Más de 30 minerales de Óxido de Mn se han encontrado en una amplia variedad de sedimentos geológicos. Son los principales componentes de los nódulos de Mn en sedimentos marinos y lagos de agua fresca. Su típica aparición en mezclas finamente granuladas, han dificultado el estudio de su estructura atómica y la química de sus cristales, sin embargo en años recientes investigaciones realizadas utilizando microscopía de transmisión de electrones y métodos de difracción de rayos X de polvo y neutrones han aportado importantes conocimientos acerca de la estructura y propiedades de los mismos.

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.

Los óxidos de manganese adsorben efectivamente Ra, Pb, Po de las aguas de Mar y en los suelos participan en una amplia variedad de procesos de oxidación reducción y reacciones de intercambio catiónico. Poseen una elevada área superficial y pueden ser muy activos químicamente. *Jeffrey E. Post, 1999.*

A partir de la década del 60 algunos investigadores se ocupan de la síntesis de MnO_2 (Moyand and Suman, 1964), en soluciones neutras y alcalinas, obteniendo una suspensión coloidal con una composición $\text{MnO}_{1.9-1.9}$ de δ - MnO_2 . A pH =7.5 obtuvo remociones de Mn de 0.5 moles / M MnO_2 . ***Klara Pólyak, J. Hlavay and J. Maixner, 1995***

Gadde y Laitinen (1974) investigaron las propiedades superficiales del MnO_2 , encontrando que el pH en el punto de carga cero para esta sustancia pH_{Zpc} es de 1.5-1.8. El estudio de la remoción de metales se realiza a pH=6 y se obtiene valores de adsorción de: $\text{Pb}^{2+} = 0.56$; $\text{Cd}^{2+} = 0.17$; $\text{Zn}^{2+} = 0.24$ y $\text{Ti}^+ = 0.28$ mol /M MnO_2 . Dichos autores plantean que la carga superficial de los MnO_x en solución depende del pH del medio y con respecto al pH_{Zpc} , modifica la preferencia del adsorbente entre cationes y aniones. Cuando el $\text{pH}_{\text{soln}} > \text{pH}_{\text{Zpc}}$, la adsorción de cationes es preferencial.

De aquí la importancia que han concedido los investigadores al desarrollo de la Clinoptilolita recubierta con bióxido de Manganese, para su aplicación en la depuración de aguas.

Hace muchos años se desarrollaron los sistemas de filtración con geensand (Glauconita) recubiertos con Manganese, llamados filtros de oxidación que se comercializan para la purificación de aguas.

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.



Klara Pólyak y col .1995. Refiere el desarrollo y las propiedades del adsorbente de Z-MnO₂, para la remoción de Fe y Mn y metales pesados con Clinoptilolita modificada a su forma sódica y tratada en columna para la modificación por intercambio catiónico a Mn con MnCl₂ y posterior oxidación con KMnO₄ .El adsorbente obtenido tiene un contenido de Mn total de 0.174 ± 0.02 mMol Mn/g de adsorbente, con una capacidad total de adsorción de 19.6 ± 0.3 mMol Mn/g . El pH_{Zpc} fue de 1.56. Estos autores afirman que los iones de Mn²⁺ no alteran la carga superficial del adsorbente mientras que el Zn, Cd, Pb, incrementa el número de carga superficial del adsorbente, con liberación de protones. La adsorción de Mn y Cu es independiente del contenido de Cp-MnO₂ (Clinoptilolita de manganeso)

Otros investigadores han reportado diversas metodologías para la obtención de Clinoptilolita recubierta con MnO₂ para la depuración selectiva de Mn y Fe y metales pesados. Tarasevich, 1995, refiere entre otros productos desarrollados, la ZMn, El producto en el tratamiento de aguas profundas remueve Mn²⁺ desde 1.4-1.6 mg/l hasta 0.05-0.1 mg/l. Su capacidad la define como : un volumen de Z-MnO₂ remueve entre 800 y 500 Volúmenes de agua con contenido de Mn. La regeneración con KMnO₄, fue eficiente.

El Fe y el Mn son contaminantes comunes, presente en las aguas de consumo, que no afectan directamente la salud, pero traen consigo una serie de problemas tales como:

- Olor desagradable del agua
- Posible desarrollo y crecimiento de bacterias de Fe.
- Formación de depósitos en el sistema de distribución.
- Interferencia con otros proceso de tratamiento tales como la desinfección y el suavizamiento de agua.

La EPA (*Environmental Protection Agency*) considera la presencia de Fe y Mn como contaminantes secundarios, denominándose contaminantes secundarios aquellas sustancias presentes en el agua que causan sabor y olor desagradable, color, corrosión etc, pero que no afectan directamente la salud.

El máximo nivel establecido para este tipo de contaminantes SMCL (standard Secondary Maximum Contaminant Level) para el Hierro es de 0.3 mg/L y 0.05 mg/L para el Manganeso. **Glenda M. Herman.**

El tratamiento de estos contaminantes secundarios depende de la forma en que estén presentes y los niveles de concentración, para lo cual existen diversos métodos dependiendo de la forma de presentación en el agua de los compuestos de Fe y Mn:



Causa	Tratamiento
Fe y Mn disueltos	Adición de compuestos de fosfatos (< 3 mg/l Fe)
	Suavizamiento(< 5 mg/l de Fe y Mn combinados)
	Filtros de oxidación (Zeolita y greensand de manganeso(< 15 mg/l de Fe y Mn combinados)
	Oxidación química con MnO_4K o Cloro. seguido de filtración(> 10mg/l de Fe y Mn combinados).
Presencia de partículas de Fe producto de la corrosión de tuberías y equipos	Elevar el pH con filtro de neutralización
Fe y Mn Oxidados debido a la exposición previa del agua a un proceso de aireación	Filtro de Partículas (I la cantidad de material oxidado es alta se usa grandes filtros de arena o una serie de ellos en línea
Presencia de bacterias de Fe y Mn	Se elimina por shock con tratamiento de cloro o MnO_4K . Debido a que el filtro puede geerar olores desagradables requieren ser alimentados continuamente con cloro o MnO_4K .
Fe y Mn coloidal; complejos orgánicos de Fe y Mn	Oxidación química con Cloro o MnO_4K ; seguido de filtración

Adapted from "Iron and Manganese in Household Water," Water Treatment Notes. Fact sheet 6, Cornell Cooperative Extension. (1989)

Cuando el Fe y Mn están disueltos y la suma del contenido de ambos en el agua se encuentra en concentraciones de 10-15 mg/L ,se requiere para su tratamiento de los filtros de oxidación con Zeolitas de Manganeso para su depuración.

La Cia IPOTARSA SA de CV ha implementado en México la tecnología de purificación de aguas con contenido de Fe y Mn, utilizando la Zeolita recubierta con MnO_2 , en mas de siete instalaciones con caudales entre 60 L/s - 630L/s; en aguas de pozo cuyo contenido de Mn oscila entre 0.85-2.81 mg/L y Fe menores de 0.4 mg/L con una eficiencia en la remoción del 97-100%, para el Mn y más del 96% para el Fe. La concentración de ambos contaminantes en el agua producida queda muy por debajo de la establecida por la NOM-127-SSAI que es de 0.15 mg/L para el manganeso y 0.3 mg/L para el Hierro.

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.*

Algunos autores han reportado el tipo de oxido de Mn formado, como δ - MnO_2 ; *Klara Pólyak, Jozsef Hlavay and Julia Maixner, 1995*

Bugallo D. Mª F, E. Alfonso y Col.2002, estudiaron la aplicación de la tecnología de intercambio en columnas con $MnCl_2$ de la Zeolita del Yacimiento Tasajeras con



granulometría 0.5-1 mm, modificada previamente a su forma sódica y la oxidación en columna con solución de MnO_4K , obteniendo un producto de alta calidad y eficiencia en la remoción de Fe, Mn y Ni, sin embargo esta tecnología presenta algunos inconvenientes que evidencian un elevado costo de obtención de los adsorbentes:

- Elevado consumo de reactivos y agua.
- Múltiples corrientes líquidas de salida (efluentes) a tratar.
- Complejidad tecnológica.

El presente trabajo tiene como objetivo el estudio de alternativas de obtención de Z-MnO_2 para su aplicación industrial a escala de laboratorio, con el propósito expreso de optimizar los parámetros obtenidos con la tecnología anterior.

MATERIALES Y MÉTODOS

Se utiliza la fracción 0.3-0.8 mm de la zeolita Clinoptilolita-Mordenita del yacimiento San Andrés y 0.5-0.8 mm del mineral del yacimiento Tasajeras, en estado natural y modificadas a formas catiónicas H^+ y Na^+ .

Las Zeolitas se caracterizan mediante Difracción de Rx, Análisis térmico, análisis químico de macrocomponentes y capacidad de intercambio catiónico total y por elementos.

Los difractogramas de Rayos-X se realizaron por el método de polvo con un Difractómetro PHILLIPS-1710. La interpretación se realiza utilizando la base de datos de Difracción PDF-2000. Los termogramas ATD, TGD, TG y T se registraron en un Derivatógrafo MOM-Q1500 con una sensibilidad de 500 μV de los canales ATD y TGD, termopares de Pt/Pt (Rh). Temperatura máxima alcanzada 1000°C y velocidad de calentamiento 10°C/min.

Las determinaciones analíticas se realizan en el laboratorio certificado del CIPIMM, por los métodos estandarizados para Zeolita en el mismo (PE-08001).

Los adsorbentes una vez obtenidos se caracterizan mediante la determinación de la composición superficial, estabilidad química y mecánica y la remoción de Me^{2+} .

La composición superficial se determina poniendo en contacto 10 g de adsorbente con 100 ml de solución de NH_4SO_4 en una columna durante 24 horas, a partir de la cual se percola lentamente. Posteriormente se lava con 100 ml de agua destilada y se determina el contenido de Mn.

La Estabilidad química y mecánica se determina poniendo 3 g de cada adsorbente (pesados a humedad constante) en un erlenmeyer conteniendo 100 ml de agua destilada a diferentes pH. El pH del agua se obtiene añadiendo HCl.

Posteriormente se ponen las muestras duplicadas en un agitador de bandejas, a 150 rpm de velocidad, durante 48 horas, tiempo en el cual alcanza el equilibrio. A continuación se filtra la solución y el adsorbente se somete a secado con el filtro hasta humedad constante y se pesa en balanza analítica. Se determina por vía analítica el Mn eluido en los licores durante la prueba.



La estabilidad química se calcula como mMoles de Mn eluido/ mol de MnOx en el adsorbente, determinado por el método de composición superficial. La estabilidad mecánica se determina por diferencia de peso.

La remoción de Mn y otros metales se determina poniendo en contacto 2 g de Adsorbente en 100 ml de una solución de 1 mmol del Me^{2+} / L(Me^{2+} = Mn, Fe, Pb, Cd), evaluando el contenido de metal en la solución, una vez transcurrido el tiempo establecido. Las soluciones se preparan a partir de las sales de $MnCl_2$, $FeSO_4$, y $PbNO_3$ y $Cd(NO_3)_2$

Características mineralógicas y químicas de las Zeolitas.

La composición de fase de las muestras utilizadas se presenta en la Tabla I y los difractogramas y termogramas correspondientes en las Fig. 1 y 2.

Tabla I Composición de fase de Clinoptilolita-Mordenita

Fases Minerales, %	Zeo-San Andrés	Zeo-Tasajeras
Clinoptilolita	50	55
Mordenita	28	19
Total Zeolita	78	74
Montmorillonita	11	6
Calcita	< 1	1

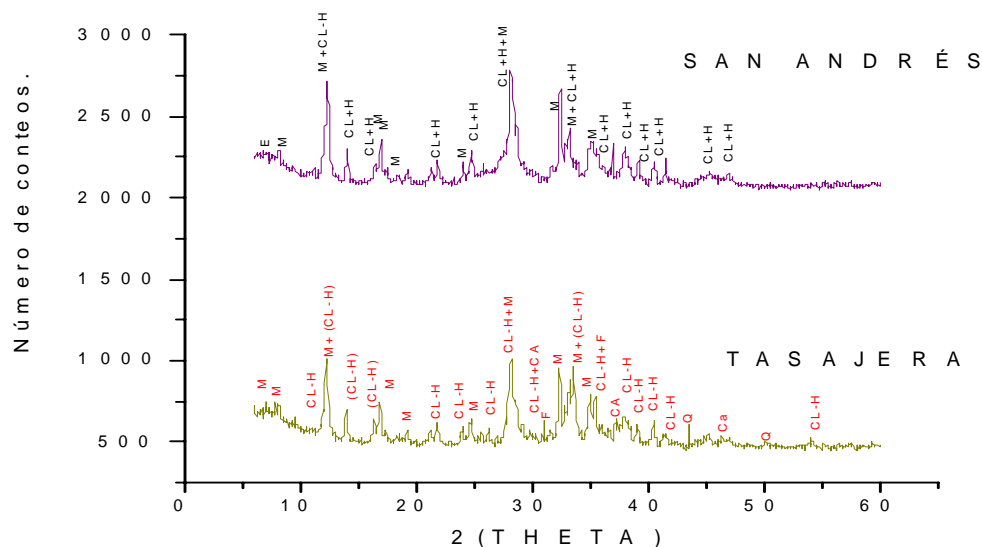


Fig 1 Difractograma de la Zeolita de los Yacimientos Tasajeras y San Andrés.

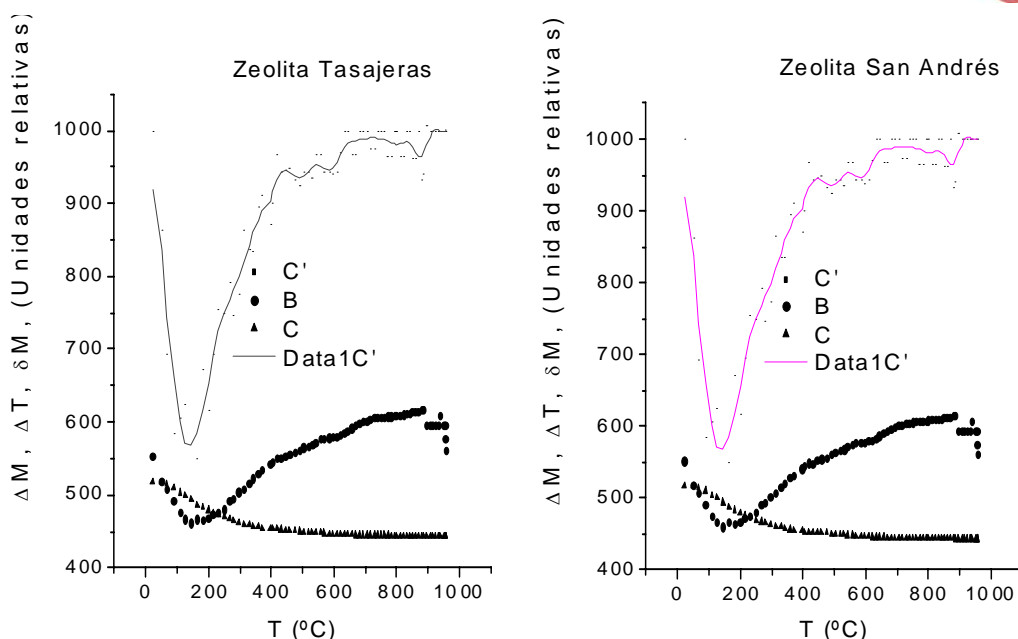


Fig 2 Termogramas de la Zeolita de los yacimientos Tasajeras y San Andrés

Tabla II Composición química y catiónica de Zeolitas naturales

Composición química, %								
Muestra	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	Na ₂ O	K ₂ O	MgO	CaO	PPI
ZSA	69.5	10.48	1.48	1.61	1.34	0.82	2.59	10.94
ZT	65.85	11.22	2.34	1.80	1.06	0.50	4.20	10.94
Composición catiónica, meq/100g								
	CICT	Ca ²⁺	Mg ²⁺	Na ⁺	K ⁺			
ZSA	126.07	51.05	5.0	43.94	27.42			
ZT	150.57	89.78	2.14	52.69	13.5			

Las Zeolitas utilizadas poseen una capacidad de intercambio catiónica elevada y el % de Zeolita en la roca es mayor de 70%; correspondiendo al Tipo Natural de Mena I (TNMI: % Zeolita > 70 y CICT > 120 meq/100g). La composición catiónica indican que las mismas pertenecen al tipo- cálcicas-sódicas.

RESULTADOS

La Zeolita fue modificada a su forma ácida, en estática, utilizando solución de HCl 0.5 N. La modificación Sódica se realiza en columnas con recirculación con solución de NaCl 120 g/L.

Con el objetivo de optimizar la tecnología de obtención de la Zeolita recubierta con MnO₂ (Z-MnO₂), especialmente la disminución de efluentes a tratar para su vertimiento, así como el consumo de reactivos, llevaron a la propuesta de tres variantes tecnológicas:



Variante 1: Impregnación de la Zeolita con KMnO_4 y obtención del recubrimiento superficial con MnO_2 por descomposición térmica.

Variante 2 Impregnación de la Zeolita con MnSO_4 y oxidación del Mn^{2+} con KMnO_4 .

Variante 3 Impregnación de la Zeolita con MnCl_2 y oxidación con NH_4OH + aire.

Las dos primeras fueron estudiadas con Zeolita del Yacimiento San Andrés, en granulometría de 0.3-0.8 mm y sus modificaciones catiónicas a Na^+ y H^+ ; la última con Zeolita Tasajeras natural 0.5-0.8 mm sódica.

La cantidad de los óxidos de Manganese depositado en la superficie de la Zeolita no es detectable por las técnicas de DRX convencionales. La alternativa utilizada para identificar el tipo de óxido de Manganese formado mediante la DRX ha sido; desarrollar el producto de Mn, en las proporciones estequiométricas de los componentes de la reacción específica en dos casos y la descomposición térmica en el otro para caracterizar el tipo de compuesto de Mn.

Mediante este procedimiento se determinó el tipo de Óxido de Mn para cada variante, resultando:

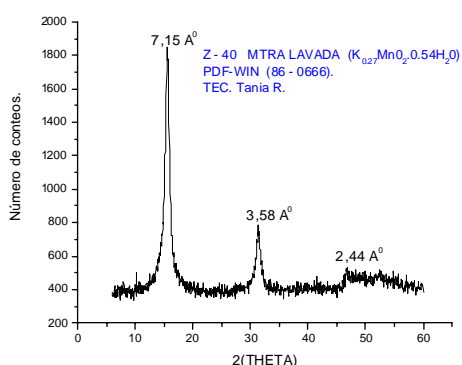


Fig. 3 Difractograma del producto de descomposición Mn térmica KMnO_4 , lavada. ($\text{K}_{0.27}\text{MnO}_2 \cdot (\text{H}_2\text{O})_{0.54}$)

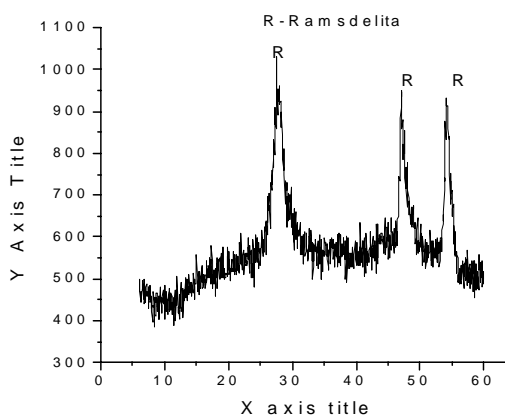


Fig.4. Difractograma del producto de obtenido con la tecnología Variante 2. ($\gamma\text{-MnO}_2$)

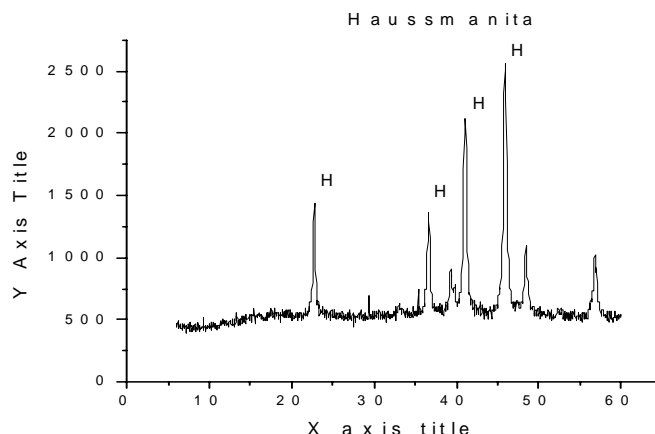


Fig.5 Difractograma del producto obtenido variante 3, lavada Hausmanita

Sobre esta base se realiza el estudio de obtención de Zeolita recubierta con Mn por las tres variantes, evaluándose las características de las zeolitas estudiadas por su estabilidad química, composición superficial, remoción de Me^{2+} , consumo de reactivos, grado de conversión, etc.

Variante 1

Se elabora con la ZSA en la granulometría 0.3-1 mm en estado natural y modificada a su forma Sódica (ZSA-Na), impregnándose con $KMnO_4$ en solución, con una relación: L:S =0.25 y se somete al proceso de descomposición térmica del $KMnO_4$ a temperaturas de 250°C-300°C, en horno estático durante 2 horas.

El producto obtenido se lava con agua cruda hasta la total eliminación de los compuestos solubles. Los resultados de la Tabla III, demuestran que el contenido de Bióxido, determinado por vía analítica, en la ZSA natural y sódica son muy similares

Tabla III Resultados de los adsorbente de $ZMnOx$ Variante 1

	MnO_2 , %	Mn %	Conversión. MnO_2	mM Mn/g ads
ZSA	0,5	0,36	56,75	0,065
ZSA-Na	0,43	0,35	36,13	0,064

La conversión se refiere al bióxido depositado en la superficie de la Zeolita. En la ZSA natural es mayor que en la sódica. El pH del agua de lavado se encuentra entre 7-8 con un contenido de sólidos precipitado de 2.9 %.

La composición superficial del adsorbente obtenido es de 3.16 mg de Mn/g de adsorbente (0.073 mmoles de Mn/g de adsorbente). El contenido de MnO_2 es de 0.5 %.

En la Tabla IV se observa que existe un incremento de pH en todos los niveles estudiados, lo que de acuerdo a lo planteado por Pólyak y col. 1993, indica que la



superficie del adsorbente obtenido posee carga negativa y en este caso existe preferencia por los cationes.

Tabla IV Estabilidad química y mecánica de adsorbente(V-1)

pH i	Δ -pH *	mg /L Mn Licor	Mn mmoles	mMol Mn/ mol MnO ₂	Perdida de peso %
2	2,81	4,92	0,0089	0,471	-3,17
3	4,04	0,12	0,0002	0,011	-0,89
4	3,36	0,2	0,0004	0,019	-0,44
5	2,57	0,014	0,00003	0,001	-0,38
6	1,68	0,064	0,0001	0,006	-1,27
7	0,51	0,061	0,0001	0,006	-1,34

Δ pH = pH equilibrio- pH inicial

Variante 2

Se realiza una corrida preliminar con la zeolita ZSA-Na y ZSA-H(modificada con HCl), en la granulometría de 0.3-0.8 mm; en dos etapas: impregnación la zeolita con MnSO₄, en estática por 48 horas, y oxidación del Mn²⁺ con KMnO₄ en una relación MnSO₄ /KMnO₄ = 1.43 durante 0.5 h; comprobándose que el mayor contenido de MnO₂ se obtiene con la ZSA-H. El producto se lava con agua cruda hasta la eliminación de los compuestos solubles, obteniéndose un precipitado negro, cuya composición de fase fue determinada como MnO₂ y Zeolita fundamentalmente. La conversión a MnO₂ resultó del 18.3%.

Con el objetivo de mejorar la conversión del Mn se estudia la incidencia del tiempo de contacto en la primera etapa del proceso(impregnación), manteniendo fijo el tiempo de reacción, comprobándose que la deposición de MnO₂ en la superficie del mineral se incrementa con el tiempo de contacto Fig.6

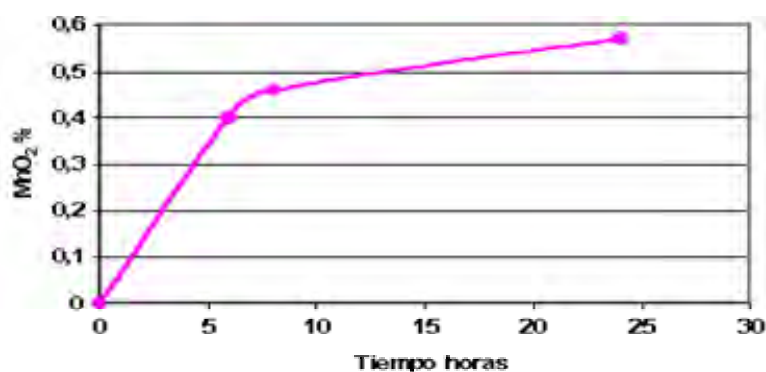


Fig.6 Incidencia tiempo de contacto en etapa de impregnación. Variante 2



El contenido de MnO_2 en el adsorbente obtenido con el tiempo de contacto de 24 horas en el proceso de impregnación es 0.57%, con una composición superficial de 0.065 mmoles de Mn/g de adsorbente; incrementándose la conversión hasta un máximo de 26.89%, con una reducción de las pérdidas de MnO_2 el proceso de lavado equivalente al 42 %.

Incremento superiores del tiempo de contacto en la primera etapa del proceso hasta 72 horas, y del tiempo de reacción hasta 4 horas, mejora significativamente la conversión de Mn, incrementando el contenido de MnO_2 en la superficie hasta 1.31%, con un total recubrimiento del grano y la disminución de las pérdidas de MnO_2 el proceso de lavado hasta el 73%, sin embargo se observa exceso de KMnO_4 en el efluente del proceso.

Este excedente se atribuye al hecho, de que mayor tiempo de contacto en la etapa de intercambio, posibilita efectivamente, mayor intercambio de Mn^{2+} en la Zeolita y que el proceso de oxidación con KMnO_4 se produce en la superficie del mineral, probablemente hasta el nivel de la porosidad primaria o macroporos.

Las corridas experimentales sucesivas se realizaron con tiempo de impregnación y reacción de 24/0.5 h respectivamente, reduciendo la cantidad de reactivos en 1/3 en la etapa de intercambio y 16 veces en la etapa de reacción, comparándose con los resultados de las características de los adsorbentes mas perspectivas elaborados en las condiciones anteriores, obteniendo los valores de remoción de Mn en el equilibrio, mostrados en la Tabla V.

Tabla V. Remoción de Mn Variante 2 y composición en el efluente.

Muestra	Efluente mg Mn/l	Adsorción Mn mg/g	Remoción Mn %
ZSA-H(M3)-72/4	2,71	0,27	66,75
ZSA-H(M2)-24/05	0,74	0,37	90,92
ZSA(M4-0,1N Nat)-24/05.	0,26	0,39	96,81
ZSA-H (M4-0,1)-24/05	0,1	0,40	98,77

La capacidad de adsorción de Mn en el equilibrio, demostrada durante el proceso de depuración con las diferentes condiciones de preparación del adsorbente en esta variante tecnológica, es de 0.27-0.4 mg Mn/g de adsorbente; resultando menor cuando el adsorbente se elabora con mayor tiempo de contacto en la etapa de intercambio y mayor concentración de los reactivos(ZSAH-72/4 y ZSAH 24/0.5), produciendo efluentes con concentraciones de Mn, que se encuentran por encima de los límites permisibles.

La mayor capacidad de adsorción la demuestran los adsorbentes elaborados con menor concentración de reactivos ZSA(M4-0.1 Nat).-24/0.5 y ZSA-H(M4-0.1)-24/0.5 aún cuando se mantienen en el proceso de intercambio 24 horas, siendo más efectiva la ZSAH.

Estos resultados confirman la hipótesis de que el oxidante, solo alcanza a reaccionar con el Mn^{2+} depositado en la superficie, y el Mn que se encuentra intercambiado en los poros internos de la Zeolita, se libera parcialmente durante el proceso de depuración, produciendo contaminación del agua a tratar. Luego, los resultados indican que efectivamente no resulta necesario lograr la cobertura total de la Zeolita con el dióxido de Manganeso.



Se confirma entonces el enunciado de Tarasevich y col., 2000 en cuanto a que el contenido de MnO_2 en la superficie del mineral no es importante para la remoción de Mn, y que el máximo contenido eficiente es del 0.4%.

La composición superficial y estabilidad química se determina a los adsorbentes más перспекivos, desarrollados por esta tecnología. Tabla VI

Tabla VI Composición superficial del adsorbente. Variante 2

Muestra	mg Mn/g ads.	mM Mn/g ads.	Mol MnO_2 /g ads.
ZSAH-M2(24/05	4,60	0,084	0,0073
ZSA-H (M4-0,1)-24/05	3,00	0,055	0,0047
ZSA(M4-0,1N Nat)-24/05	3,30	0,060	0,0052

Los adsorbentes obtenidos por esta tecnología, son estables a pH mayores de 3, cuando se evalúan los mMoles de Mn disueltos por mol de MnO_2 a diferentes pH de trabajo (Fig. 7).

Todas las variantes presentan una elusión de Mn^{2+} inferiores a 0.2 mMoles/Mol MnO_2 , que comparativamente con la estabilidad química del adsorbente de $\delta\text{-MnO}_2$ obtenido por Polyak y Col. Son mucho más estables. Se destaca que la diferencia de pH en el equilibrio no se manifiesta uniforme para todas las composiciones probadas.

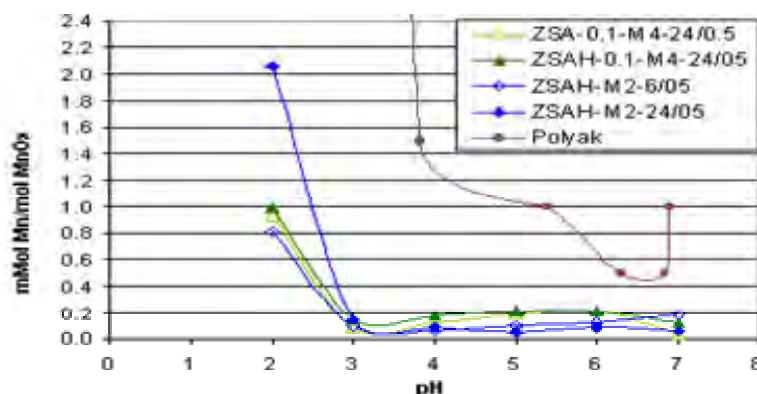


Fig.7. Estabilidad química de los adsorbentes obtenidos por la variante 2

Debido a la pequeña variación de la estabilidad química de las diferentes muestras probadas, se selecciona la ZSA-0.1-M4-24/05, con menor consumo de reactivos en su preparación y capacidad para la remoción de Mn de 96.81% para precisar la efectividad del adsorbente elaborado con Zeolita natural y ácida en la remoción de otros metales y definir la tecnología más conveniente.

Con estas muestras se realiza la evaluación en la remoción de Me^{2+} , en condiciones estáticas durante 72 horas, observándose en la Tabla VII, que la zeolita en estado natural demuestra mayor capacidad para la remoción de metales pesados y Fe, que la zeolita modificada a su forma ácida, inversamente a la remoción de Mn.

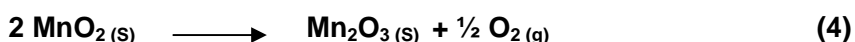
Tabla VII Remoción de Me^{2+} . Variante 2

Adsorbentes-V-2	Remoción %			Adsorción, mg Me^{2+} /g adsorbente		
	Pb^{2+}	Cd^{2+}	Fe^{2+}	Pb^{2+}	Cd^{2+}	Fe^{2+}
ZSA(M4)-0,1-24/0.5	99,87	96,63	98,66	9.50	4.12	0.93
ZSAH(M4)-0,1-24/0.5	99,6	94,8	95,6	9.42	3.73	0.85

El comportamiento del adsorbente elaborado con ZSA en estado natural, presenta una eficiencia en la remoción de Me^{2+} , muy similar a ZSAH, por lo que se selecciona, como la tecnología para la obtención de la Z-MNO₂ por esta variante tecnológica, eliminándose de esta forma el tratamiento ácido previo y con ello el tratamiento de un nuevo efluente.

Variante 3

Este adsorbente se elabora con Zeolita del Yacimiento Tasajeras 0.25-0.8 mm, por impregnación, con el doble del estequiométrico de MnCl_2 y NH_4OH para la obtención de un 2 % de óxido de Mn, mediante la reacción 2, 3, 4 y 5.



Se expone al aire durante 72 horas a temperatura ambiente para su oxidación y se envasa en bolsas de Nylon cerradas herméticamente para evitar cambios de fase. Se observa una cobertura total de la superficie del grano por un compuesto de color carmelita oscuro, identificado como Hausmanita ($\text{Mn}_2\text{O}_3 \cdot \text{MnO}$; Mn_3O_4).

Una porción de la misma se seca al aire libre, determinándose que el contenido de Mn es de 0.99 %.

Porciones del adsorbente obtenido se someten a un proceso de lavado con agua destilada, hasta la eliminación total de los compuestos solubles. El adsorbente, denominado E2 LA, se caracteriza mediante la determinación de la composición superficial, estabilidad química y remoción de Mn y Me^{2+} .

Tabla. VIII Composición superficial de Mn. Variante 3

Muestra	g Mn/g adsorbente	M Mn_3O_4 /g adsorbente
E2 LA	0.072	0.10

La estabilidad química del adsorbente, comparándola con la obtenida por Polyak y col.1993; se presenta en la Fig.8. El comportamiento de ambos adsorbentes a valores de pH = 2 son similares, mientras que a valores de pH > 3 la muestra E2 LA, libera mayor



cantidad de Mn / mol de MnOx en la superficie del adsorbente, que la de referencia, demostrando menor estabilidad química.

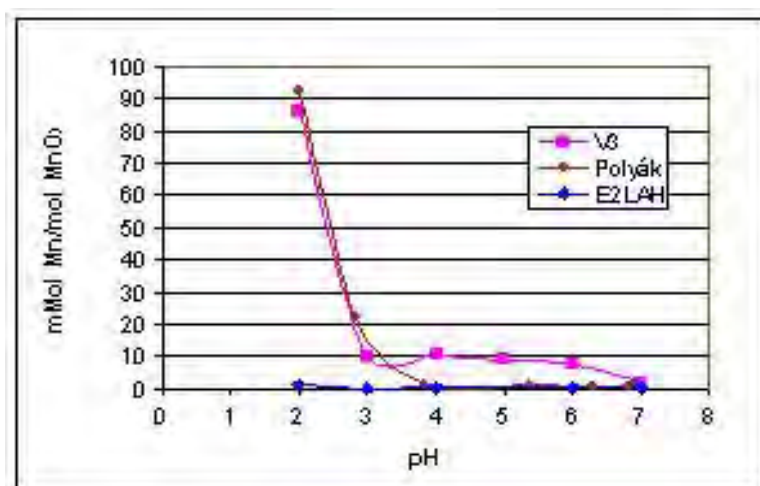


Fig. 8 Estabilidad química del Adsorbente E2 lavado con agua y lavado con ácido.

La Zeolita en esta variante tecnológica se sometió a un proceso de intercambio con Mn durante un periodo de tiempo prolongado, adicionalmente con alta dosis de reactivo, luego, al ponerse en contacto el adsorbente con soluciones de diferentes pH, durante 48 horas, se libera el exceso de Mn intercambiable de la misma en presencia de iones H^+ de la solución, reflejándose como inestabilidad química del mismo. En solución de pH 7 este adsorbente es estable químicamente.

Para evaluar la validez de esta hipótesis se realiza el lavado ácido del adsorbente E2, con soln. de H_2SO_4 y se determinan la estabilidad química del mismo, identificada como E2LAH. Los resultados expuestos en la Fig.8 demuestran que eliminado el exceso de Mn^{2+} intercambiable, mediante el lavado ácido, el adsorbente es estable químicamente, confirmando la hipótesis anterior.

La composición superficial de E2LAH es de 0.836 mMoles de Mn/g de adsorbente (0.064 M de Mn_2O_3 /g de adsorbente), mientras que E2LA presenta una composición superficial mayor (0.1 M de Mn_2O_3 /g de adsorbente).

La remoción de Me^{2+} , del adsorbente se presenta en la Tabla IX

Tabla IX Remoción de Me^{2+} .Variante 3

Muestra	Remoción %			
	Pb	Cd	Fe	Mn
E2LA	99,83	97,30	98,66	98,04

El adsorbente E2 tiene elevada capacidad de remoción de Mn y el efluente de la muestra lavada con agua presenta concentraciones de Mn inferiores a los límites establecidos (0.16 mg/L). Para el resto de los metales el comportamiento es similar a las tecnologías



anteriores, evidenciando que el adsorbente recubierto con Mn_3O_4 posee muy buenas cualidades para la depuración de metales.

De los resultados obtenidos se infiere la necesidad de reducir el tiempo de contacto en la fase de intercambio y la dosis de reactivos, con vistas a solucionar la inestabilidad química del adsorbente obtenido mediante esta tecnología debido a la calidad demostrada en la remoción de los metales en cuestión.

DISCUSIÓN

La importancia práctica de desarrollar la tecnología de obtención de este tipo de adsorbentes sobre la superficie de Zeolitas tiene su origen en los estudios realizados, mediante técnicas avanzadas de difracción de RX, de las características de los óxidos e hidróxidos de Mn y su efecto sobre el medioambiente, en los sitios donde están presentes, tanto en la tierra, como en los fondos marinos. *Jeffrey E. Post, 1999*

En las tres variantes tecnológicas estudiadas para la obtención de adsorbentes de Zeolita recubiertos con MnOx, se depositan en la superficie del mineral diferentes tipos de óxidos de Manganese. La composición superficial, de las dos primeras variantes tecnológicas son muy similares e inferiores a la variante 3, sin embargo los adsorbentes obtenidos manifiestan elevada eficiencia en la remoción de los cationes Fe^{2+} , Mn^{2+} , Pb^{2+} , Cd^{2+} .

Tabla X. Comparación de la Remoción de Me^{2+} y composición superficial de los adsorbentes obtenidos por las tres variantes tecnológicas.

Variante Tecnológica	Zeolita utilizada	Mn^{2+}	Fe^{2+}	Pb^{2+}	Cd^{2+}	M MnOx/ g ads
1	ZSA	97,55	95,4	99,6	97,2	0,0569
2	ZSA	96,81	98,66	99,87	96,63	0,0564
3	ZTH	98,4	98,66	99,83	97,3	0,100

El hecho de obtener diferentes compuestos de Mn en la superficie del mineral, no parece tener incidencia en la aplicación de los adsorbentes de este tipo como se demuestra en la Tabla X, donde la remoción de contaminantes en general se encuentra en valores superiores al 97%; excepcionalmente 95% en el caso de la remoción de Cd del adsorbente obtenido por la variante 1; asimismo se ha comprobado que el mayor o menor grado de recubrimiento de la superficie no constituye el aspecto distintivo de la tecnología de obtención de este tipo de adsorbente, lo que puede encontrar explicación en la alta reactividad de los óxidos de Mn.

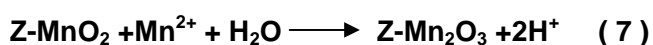
El mecanismo de remoción de metales de este tipo de adsorbente ha sido discutido ampliamente por *Polyak et al, 1995*, reportando las diferentes hipótesis que sobre ello han desarrollado varios especialistas en el mundo. Realmente se trata de un mecanismo complejo, aún no bien aclarado y sus estudios acerca del tema lo llevan a plantear que probablemente la adsorción de metales en el adsorbente de Z-MnO₂ tiene lugar por la reacción química a través de grupos activos O^- y OH^- de la superficie del adsorbente. El incremento de la concentración de equilibrio las monocapas son reestructuradas y nuevas capas se forman.



Tarasevich, Poliakov et al, 2000 discuten con algún grado de detalle, el mecanismo prevaleciente en el proceso de captación de los iones de Mn^{2+} por la Zeolita modificada a MnO_2 , planteando que "el mecanismo del MnO_2 enlazado en la superficie del grano actúa como catalizador del Mn^{2+} , la oxidación por oxígeno (Graveland and Hertjes, 1975) y como un eficiente oxidante. Ambos factores permiten transferir el Mn^{2+} disuelto en compuesto de Mn^{3+} . el grupo activo MnO_2 depositado en la superficie de la zeolita forma un complejo intermedio $MnO_2.O_2$ con el oxígeno disuelto en el agua, representando el proceso por la siguiente reacción esquemática:



El Manganese depositado actúa también como oxidante, transfiriendo iones de Mn^{2+} a óxidos de Manganese insoluble:



Generalmente las consideraciones químicas sugieren que la oxidación catalítica del Mn^{2+} por oxígeno del aire resulta en la formación de algunos compuestos de Mn insolubles, tales como MnO_2 , Mn_3O_4 y Mn_2O_3 . (Graveland and Hertjes, 1975) demostraron que esta oxidación es un proceso autocatalítico, en el cual Mn_3O_4 y el Fe_2O_3 actúan juntos como catalizador del MnO_2 . aun cuando el mecanismo puede todavía ser mejorado las bases de las ecuaciones presentadas es la misma."

Además en estudios a escala de Planta piloto, estos autores demuestran que las condiciones óptimas para la regeneración del adsorbente una vez agotado se realiza eficientemente con solución de $KMnO_4$ al 0.1% en la relación de 0.7-0.9 L/Kg de adsorbente.

Estas aseveraciones acerca del mecanismo de remoción de los adsorbentes de zeolita de Mn, confirman el comportamiento de las tres variantes tecnológicas estudiadas y la alta capacidad de remoción del adsorbente obtenido por la variante tecnológica 3

La diferencia principal de los adsorbentes, en el estadio actual de los estudios de las variantes tecnológicas, radica en la estabilidad química a diferentes valores de pH.

Dada que los óxidos de Mn formados en la superficie del grano son insolubles, la causa de la baja estabilidad química está motivada por dos factores principales:

- Prolongado tiempo de contacto en la etapa de intercambio de Mn en la zeolita y exceso de Sal de Mn, utilizado en su preparación en la variante tecnológicas 3.
- Insuficiente lavado del adsorbente producido.

La variante tecnológica 2 es menos estable que la variante 1, pero el cuantitativo de Mn eluido/ mol de $MnOx$ en el adsorbente es muy inferior a los obtenidos por Polyak et al ,1995.

En general la mayor estabilidad química de los adsorbentes se obtiene a valores de pH mayores de 3, lo que es característico de este tipo de adsorbente y probablemente está relacionado con el pH del adsorbente en el punto de carga cero pH zpc.



CONCLUSIONES

Los estudios realizados a escala de laboratorio para la obtención de Zeolita recubierta con MnOx por tres variantes tecnológicas, demuestran 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^{2+} 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. 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.

El incremento de la composición superficial de Mn en la superficie mejora el recubrimiento del grano, sin embargo la calidad del agua tratada disminuye por elusión del Mn^{2+} .

Con la variante tecnológica de impregnación de Zeolita con $KMnO_4$, y descomposición térmica, se obtiene el recubrimiento parcial del grano con un compuesto del tipo $K_{0.27}MnO_2 \cdot H_2O_{0.54}$, con alta estabilidad química a valores de pH entre 3 y 7 y cuya capacidad de remoción de Mn, Fe, Pb y Cd es de 97.5, 95.4, 99.6, 97.2 %, respectivamente. El producto es estable químicamente a pH entre 3-7 y su composición superficial es de 0.654 mmoles de Mn/g de adsorbente, mientras que la variante tecnología de impregnación con $MnSO_4$ y oxidación con $KMnO_4$, produce un adsorbente de Z-MnO₂, del tipo γ - MnO_2 con una composición superficial de 0.649 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.

La variante tecnológica de impregnación con $MnCl_2$ y oxidación en medio alcalino, produce un adsorbente recubierto con Mn_3O_4 con una composición superficial de 1.31 mM Mn/ g de adsorbente, con baja estabilidad química, debido al elevado consumo de reactivos en su elaboración y elevado tiempo de contacto en la fase de intercambio; no obstante aún cuando debe ser optimizada, resulta muy perspectiva para la obtención de este tipo de adsorbentes.

Tomando como base los índices de consumo de las tres variantes tecnológicas y la baja estabilidad química de la Variante tecnológica 3, se seleccionan las dos primeras para continuar estudios a escala de planta piloto con el objetivo de definir la tecnología mas viable económicamente para su aplicación práctica.

BIBLIOGRAFÍA

- F. Bugallo Davis, Esteban Alfonso Olmo y otros.2002. Preparación de un adsorbente base Zeolita-MnO₂ para la remoción de metales pesados. CIPIMM IT-xxx
Glenda M. Herman, extension Housing Specialist Iron an Manganese in Household water.
[http:// www.heatsgoods.com](http://www.heatsgoods.com)
Ipotarsa Sa de CV –[http:// www.tecnologías.html](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 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*. C. Collela and F. Mumpton: 381-385.
- V.E. Polyakov, Yu. I. Tarasevich et al, 1995. Demanganation of Artesian water using Modified Clinoptilolite. *Natural Zeolites. Sofia '95*. Kirov G., Filizova & O. Petrov (eds): 65-66



LOS MINERALES NATURALES COMO ALTERNATIVA EN LA OBTENCIÓN DE FERTILIZANTES DE LIBERACIÓN CONTROLADA PARA SU EMPLEO EN EL MEJORAMIENTO Y CONSERVACIÓN DEL SUELO.

Martha Velázquez Garrido⁽¹⁾, Tania Rodríguez Fernández⁽¹⁾, Jorge A. Febles González⁽¹⁾, Emilio Montejo serrano⁽¹⁾, Gustavo Cuervo Samón⁽¹⁾, Amelia Marzán Martínez⁽¹⁾, Alberto Rodríguez Marichal⁽¹⁾, Andrés García⁽¹⁾, Alida León⁽¹⁾.

(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero- Metalúrgico Varona 12028, km 1.5, Finca La Luisa, Boyeros, Ciudad de La Habana, Cuba, E-mail cipimm@ip.minbas.cu.

RESUMEN

Desde el mismo desarrollo de la humanidad, la necesidad de su supervivencia ha exigido del hombre la explotación y el cultivo del suelo. El propio hombre ha contribuido destruyendo de forma creciente el hábitat natural de la flora y la fauna y contaminando el medio donde habitamos, por ello la política actual a escala mundial es la búsqueda de alternativas que mitiguen estos daños, una vía posible es minimizar las fertilizaciones químicas y aplicar fertilizantes minerales de liberación lenta.

Los minerales industriales por sus propiedades físico-químicas han sido empleados como agentes enmendantes de los suelos en la corrección de la acidez, mejoramiento de la porosidad y composición, así como en la producción industrial de fertilizantes. Cuba cuenta con grandes reservas de minerales útiles para este fin.

Nuestro trabajo enfrenta la línea de la sostenibilidad en la agricultura, con el desarrollo de productos mediante una tecnología apropiada por la vía del BULK BLEND, a partir del empleo de las fuentes minerales industriales existentes en el país (zeolita, bentonita, dolomita, magnesita, roca fosfórica, etc.), teniendo en cuenta las necesidades de los cultivos, la característica del suelo y la disponibilidad nutritiva del mineral.

Por esta tecnología han sido desarrollados productos fertilizantes de liberación lenta, que le dan un valor agregado al mineral, sustituyen importación de fertilizantes y otras materias primas de alto costo y constituyen renglones exportables. Dichos productos ofrecen ventajas sobre similares comerciales tanto en la calidad del cultivo como por su acción protectora y enmendante del medio.

Esta alternativa ha sido valorada desde la escala controlada hasta la productiva ampliada en la creación, mejoramiento y conservación de césped, plantas ornamentales y frutales con resultados positivos en cuanto a calidad del cultivo y protección del medio ambiente.

Por la flexibilidad de la tecnología permite ser instrumentada y adecuada de acuerdo a la infraestructura existente en cada lugar, aprovechando los recursos disponibles en cada localidad.

Este trabajo tiene amplia perspectiva de aplicación en la agricultura en general y es una respuesta alternativa a la estrategia del país en cuanto a explotación de recursos y cuidado del medio ambiente,

ABSTRACTS

The present politics at world scale is to search for alternatives that mitigate the damages caused by human activity, a possible way is to minimize chemical fertilizing and apply mineral fertilizers of low liberation.

Industrial minerals have been used as amendments for soils due to their physical and chemical properties.



Our work faces the line of sustainability in agriculture, with the development of products through an appropriate technology by the way of the BULK BLEND, based on the use of industrial mineral sources of our country (zeolite, bentonite, dolomite, magnesite, phosphoric rock, etc.).

Through this technology, low liberation fertilizers have been developed, which give an added value to the mineral, substitute imports of other fertilizers and other expensive raw materials and constitute an export line. Those products offer advantages over those commercial similars, either in the quality of crops due to their protective action or amend the environment.

This alternative has been evaluated from the controlled scale to the wider productive one in the creation, improvement and conservation of grass, ornamental plants and fruit crops, with positive results regarding the quality of crops and the protection of the environment.

This work has wide perspectives of application in agriculture and is an alternate answer to the country's strategy regarding resources exploitation and to care for the environment.

INTRODUCCIÓN

El objetivo del presente trabajo es dar a conocer los resultados y las posibilidades que brindan nuestros minerales industriales como son las zeolitas, rocas fosfóricas, bentonitas, magnesita, dolomita, etc a través de una tecnología versátil y apropiada, que permita la obtención de fertilizantes de liberación controlada, los cuales proporcionaran a los cultivos los requerimientos nutricionales en dependencia de las características de los suelos, la demanda del cultivo y el aporte de los minerales. Este desarrollo permite elevar el valor agregado de la materia prima mineral Tung-Ming Lai y col. 1986, Romero J. C y col. 1988.

El suelo, sostén y sustento de las plantas y por consiguiente del desarrollo agrícola, debe protegerse para asegurar su productividad y estabilidad a largo plazo Fuentes y col. 1992.

El uso de fuentes alternativas nacionales para suplir déficit de los fertilizantes minerales, ha sido una tarea abordada por muchos investigadores nacionales Morejón y col. 1995; Soca M y col., 1991, John C. M. y col. 1999,

La producción y uso de fertilizantes órgano- minerales puede ser una solución alternativa para cubrir las necesidades de nutrimentos de los cultivos, así como de materia orgánica para los suelos, los bajos costos de producción su menor agresividad al medio ambiente y su elevada efectividad agronómica hacen de los fertilizantes órgano – minerales de liberación controlada, en particular, productos atractivos para los productores agrícolas

El laboratorio de Aprovechamiento de minerales del CIPIMM, viene trabajando de conjunto con otras instituciones desde el comienzo del estudio de la diversificación del mineral zeolítico en su aplicación en la agricultura en diversas formas Velázquez M. y col, 1985, Romero J.C. y col, Herrera V. y col. 2000, Velázquez y col. 2002. como:

- Aditivo a los fertilizantes.
- Acondicionador de los suelos
- Recubriendo de granos y semillas.
- Formulaciones organo-minerales
- Compostaje
- Fertilizantes minerales de liberación controlada.
- Sistemas zeopónicos y organopónicos.

Las arcillas bentonitas, se emplean desde hace muchos años en mezclas con suelos para disminuir la permeabilidad de los mismos. Cuba cuenta con yacimientos de esta arcilla.



Los resultados positivos alcanzados en diversos cultivos con las aplicaciones de los minerales en diferentes formas, han garantizado mejor calidad en las cosechas e incremento de los rendimientos, disminución de las pérdidas de nutrientes, la sustitución hasta un 25 % de los fertilizantes químicos, mejoramiento de la calidad de los suelos degradados, etc. Febles J. A. Y col. 1989,1991, Hernández N. Y col,2001.

La materia orgánica es uno de los constituyentes fundamentales de la fertilidad de los suelos, su carencia determina la ausencia o los bajos tenores de nitrógeno, fósforo, azufre y algunos microelementos, a la vez que facilita la disponibilidad de otros mediante el proceso de intercambio.

La cachaza, humus de lombriz, compost y turba, son las principales fuentes con potencialidades para ser usadas en la producción de fertilizantes ecológicos de liberación controlada.

Los requerimientos que norman la agricultura sostenible y ecológica, trazan la estrategia necesaria de encontrar soluciones alternativas para los cultivos que garanticen su calidad de vida con la consecuente protección del medio.

La alternativa de utilizar los minerales industriales y diferentes fuentes orgánicas con la complementación con un mínimo de químicos, a través de formulaciones apropiadas que garanticen niveles de macro y micro nutrientes necesarios a las plantas para su desarrollo y a su vez lo hagan de forma dosificada es el resultado del trabajo que presentamos

La tecnología es flexible de instrumentar y ofrece la posibilidad de ser aplicada a distinta escala atendiendo los recursos minerales de cada localidad y del tipo de suelo y de la demanda del cultivo a través de lo que hoy ha ido el mundo desarrollado a emplear en la fertilización, la producción de fertilizante por el sistema de BULK BLEND.

Variados productos obtenidos por esta vía han sido evaluados a diferentes escalas en el cultivo de césped, plantas ornamentales, frutales y plantas medicinales con respuesta excelente en cuanto a desarrollo foliar, radicular, vigorosidad y coloración de las plantas, a partir del desarrollo de un producto base, registrado como **ZEOFERT-P** en la etapa inicial de este trabajo, similar a un producto comercial denominado **AGROSIL-LR** destinado a este objetivo y que sirvió de referencia en el estudio a escala controlada, Velázquez M. Y col, 2002.

Por poseer características muy similares a productos comerciales destinados fundamentalmente al cultivo ,mejoramiento y conservación de césped , dentro de los objetivos de este trabajo fue la evaluación en esta aplicación , la cual se estudió desde la escala controlada, casa de cultivo y productiva (desde la experimental hasta la ampliada).

La valoración del producto en el mejoramiento, regeneración y conservación del de césped ha sido efectuada a escala productiva en los campos de golf del país y en el campo deportivo (Estadio Latinoamericano), superando a los fertilizantes convencionales que emplean y con ventajas sobre los mismos en:

- Liberación lenta del fertilizante, incrementando la disponibilidad del mismo y disminuye las pérdidas por lixiviación
- Mejor aprovechamiento del agua.
- Mayor cobertura y coloración verde del césped.
- Alargamiento de los ciclos de fertilización (de 1 semana a mínimo de 2-4 meses de acuerdo al modo de aplicación).
- Incremento de la capacidad de intercambio del suelo.



- Mayor aireación y drenaje del suelo y desarrollo más uniforme de las raíces.
- Césped saludable sin stress, manchas por quemaduras y menor pudrición de las raíces.
- Remoción de metales tóxicos.
- Estabilidad del pH.

A continuación se presenta como se ha desarrollado el trabajo de aplicación y los resultados obtenidos, así como la perspectiva de los fertilizantes de liberación controlada en este campo fundamentalmente y en el mejoramiento del suelo.

El procedimiento novedoso desarrollado en este trabajo consiste básicamente en la posibilidad real de formulación de diversos fertilizantes de liberación controlada, aprovechando la disponibilidad de nutrientes presentes en los minerales a través de un proceso de reacción de intercambio iónico en mezclas, donde se garantiza en un tiempo máximo de 15 minutos la reacción y homogenización del producto en sus diversos componentes sin generar residuales al medio y en un esquema sencillo de instrumentar sin requerir una producción a gran escala.

MATERIALES Y MÉTODOS.

Para la realización de los trabajos se utilizó una muestra tecnológica representativa de zeolita del yacimiento Tasajeras preparada con granulometrías de $-2.5 + 0.8$ mm. , Muestra de Bentonita natural del Yacimiento Managua en granulometría -1.0 mm, Roca Fosfórica Trinidad de Guedes tipo III, triturada y molida -1.0 mm y como materia orgánica Turba de Pinar del Río. Para el análisis todas fueron homogenizadas y llevadas a granulometría -325 mesh.

En el caso de la fuente orgánica empleada en el trabajo que fue la turba fue caracterizada y analizada en sus distintos componentes se realizó por las normas y procedimientos empleados por la agricultura: Gost 27894-0-88, Gost 27894-1-88, Gost 27894-288, , Gost 27894-9-88, Gost 27894-3-88, Gost 27894-4-88, Gost 27894-5-88, Gost 27894-6-88, Gost 27894-11-88, La caracterización química en sólidos y soluciones de los distintos elementos utilizados en las pruebas se realizó por distintas vías: análisis volumétricos, gravimétricos, instrumental (Espectroscopia de absorción atómica (E.A.A.) y Espectroscopia de plasma inducido (I.C.P.).

En la caracterización física de las muestras se utilizó el método de análisis de difracción de Rayos X mediante el equipo Phillips PW-1710 del año 1987 operado a 30 Kv y 20 mA utilizando radiación K α Fe filtrada con Mn en el rango angular de $6 - 60^\circ$ (2θ) con un paso angular de 0.05° y 4 s de tiempo de conteo.

El producto fue caracterizado en los macro y micro nutrientes, M.O, cenizas, PH, densidad y la Humedad. Así como las materias primas que se emplearon en su composición.

Los análisis químicos de elementos mayoritarios se determinan según la metodología de trabajo establecida en los laboratorios del área geológica que emplean la Espectrometría de Absorción Atómica para las determinaciones de SiO_2 , Al_2O_3 , Fe_2O_3 , MgO , MnO y CaO , este último en contenidos menores del 20 por ciento, el análisis gravimétrico para el cálculo de la PPI, la espectrometría UV-VIS en las determinaciones de P_2O_5 y TiO_2 , el CaO (mayor del 20 por ciento) por volumetría.

En las Tablas siguientes se presenta la composición química y de fases de las muestras minerales utilizadas en la formulación de fertilizantes de liberación controlada:



TABLA I Composición química %

Muestras	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	Na ₂ O	K ₂ O	PPI	CICTmeq/100g
Zeolita Tasajeras	68.70	12.15	2.19	3.49	1.07	2.25	1.08	11.67	135
Bentonita Yac. Managua	49.60	19.90	8.95	2.17	2.41	0.10	-	14.50	57.0
Roca Fosf. Trinidad de Guedes	13.5	6.45	3.97	38.1	0.63	0.29	0.11	22.85	-

TABLA II Composición de fases %

Fases	Zeolita Tasajeras	Bentonita Managua	Roca fosfórica Yac. Trinidad de Guedes
Clinoptilolita	58.0	-	-
Mordenita	21.0	-	-
Montmorillonita	-	78.0	13.0
Ghoetita	-	4.0	6.0
Carbonato de Calcio	-	7.0	
Calcita	-	-	40.0
Flúor-carbonato-Apatita	-	-	37.0
Fósiles calcáreos	-	-	1.1
Otros	0.5	12	

TABLA III Composición química de la materia orgánica

Características	pH	Contenidos de nutrientes en, %					
		Materia Orgánica	Nitrógeno	Fósforo	Potasio	Calcio	Humedad
Turba	7.03	40	2.20	1.87	1.13	2.4	35

Preparación de las soluciones de contacto para la modificación e incorporación de nutrientes.

Se emplearon para la incorporación de macro nutrientes a los materiales intercambiadores reactivos grado fertilizante portadores de Potasio, amonio y Fósforo, los cuales aportaban el complemento necesario de acuerdo al aporte de las fuentes minerales y el nivel de carga previsto. Estas sales se disolvían en un nivel determinado de agua atendiendo a la humedad de



cada material a fin de garantizar una humedad final del producto en el orden de 20- 25 % de humedad, atendiendo a los requerimientos de aplicación mecanizada del producto.

METODOLOGÍA

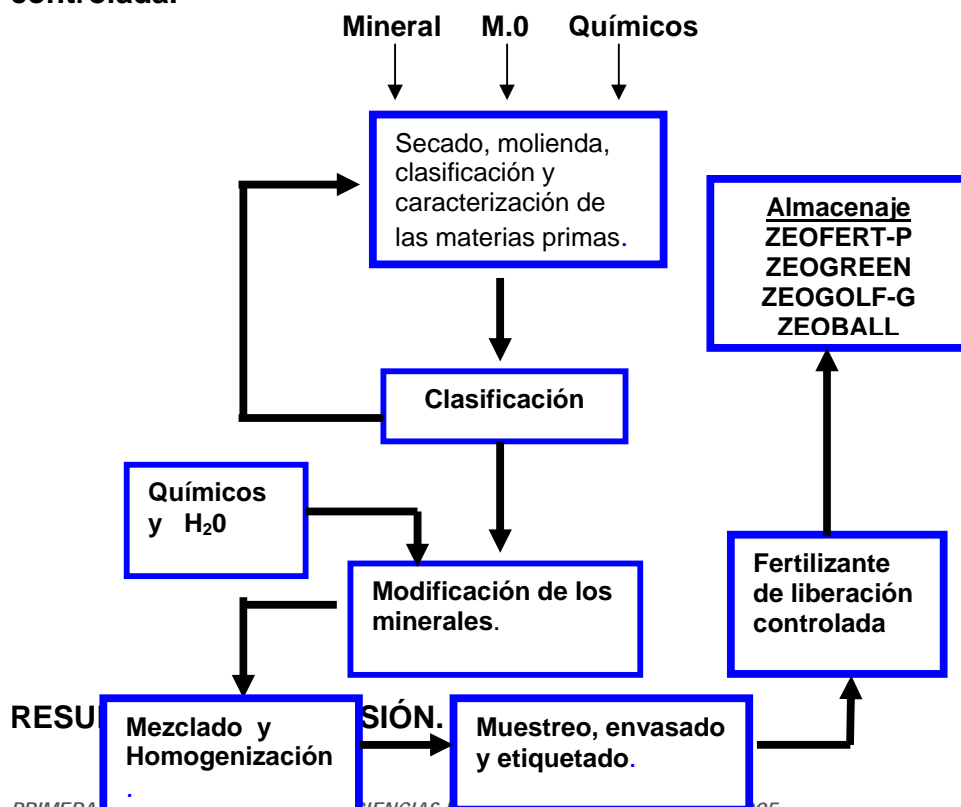
Estas formulaciones se definieron a partir de los niveles que deseamos alcanzar en el fertilizante, teniendo en cuenta el aporte en nutriente de cada mineral y la incorporación mínima de fertilizantes químicos al producto, las mismas responden a un software que tiene en cuenta el contenido químico de los nutrientes, la humedad del producto, las relaciones íter minerales deseadas, etc.

Este procedimiento para obtener el fertilizante de liberación controlada previsto, requirió de la optimización de la etapa de reacción de los químicos, de la forma de incorporar al proceso los distintos componentes para que el producto final respondiera a una composición estable y uniforme en el ciclo repetitivo de obtención. Atención especial requiere la incorporación de la solución nutriente de forma tal que la formación de pellets naturales originados en el propio proceso esté - 3.0 mm y el producto en la humedad de 20- 25 %.

La calidad de los productos obtenidos en cuanto a sus propiedades como fertilizante fue evaluada por las técnicas de suelo apropiadas para fertilizantes organo-minerales. De tal forma se obtuvieron resultados en su caracterización de muestras individuales logradas a escalas de 10,100 y 250 kg respectivamente. Este proceso fue escalado hasta obtener 45 toneladas de los productos referidos en tandas independientes de 250 Kg. que permitieron conformar lotes de 5 toneladas y ver la reproducibilidad de los resultados en los análisis de tandas y lotes.

A continuación aparece el esquema operacional de la obtención del fertilizante de liberación lenta a partir de los minerales.

Esquema simplificado de obtención de los fertilizantes base mineral de liberación controlada.





A continuación exponemos parámetros básicos que se determinaron en los fertilizantes de liberación controlada obtenidos por esta metodología.

Tabla IV Caracterización química de los productos fertilizantes de liberación controlada:

PRODUCTOS	Nt,%	P ₂ O ₅ ,%	K ₂ O,%	g/cm ³	Humedad,%	pH	CaO,%	MgO,%
ZEOFERT-P	2.0	7.0	2.1	0.93	25.0	7.5	18.0	0.87
ZEOGREEN	2.5	6.5	2.1	0.93	25.0	7.6	14.5	0.75
ZEOGOLF-G	2.3	7.0	2.1	0.91	20.0	6.5	16.7	0.74
ZEOBALL	2.5	7.0	2.0	0.91	25.0	7.5	18.7	0.83

Resultados de las aplicaciones del ZEOFERT-P en cultivo de frutales:



Foto 1. Aplicación del fertilizante mineral **ZEOFERT-P** en cultivo de frutales (Guayaba).



Comportamiento de los fertilizantes de liberación controlada en su aplicación al suelo frente al testigo comercial Agrosil-LR.



Gráfico 3. Propiedades físico-químicas de los fertilizantes Testigo, Agrosil-LR y Zeogreen



Gráfico 4. Comportamiento de los fertilizantes en el Contenido de P2O5 y K2O en el suelo

Resultados de la aplicación del fertilizante de liberación controlada en sustratos arenosos y naturales.

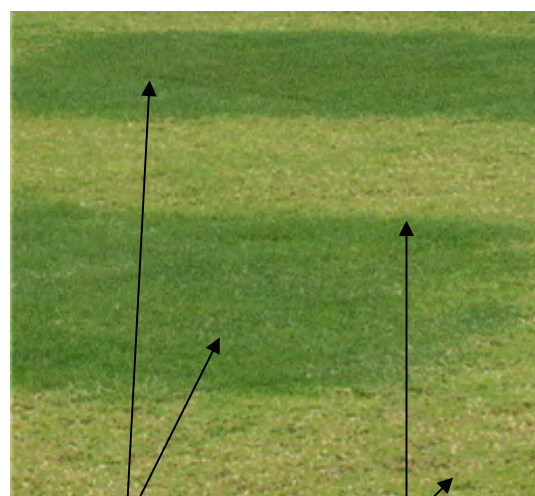
Foto 2. Sustrato Artificial Arenoso



Área con Zeogolf_G

Área Testigo

Foto 3. Sustrato Natural



Área con Zeogreen

Área Testigo

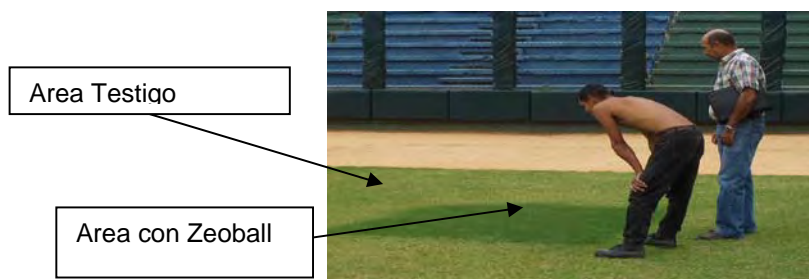
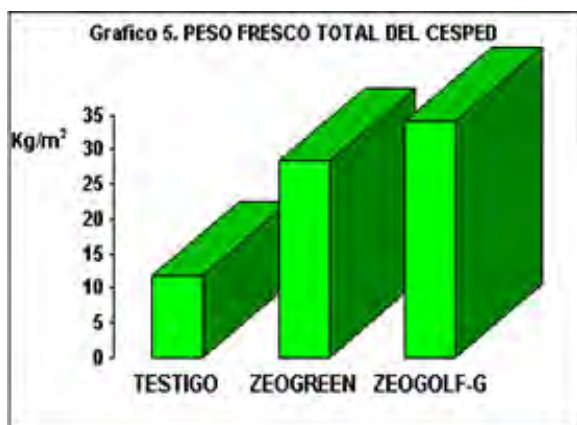


Foto 4. Aplicación de Zeoball en estadio



Comportamiento de las aplicaciones de los fertilizantes de liberación controlada Zeogreen y ZEOGOLF-G en mejoramiento y conservación de césped en sustratos arenosos frente al fertilizante convencional(TESTIGO) que se emplea para este caso.



Los productos fertilizantes de liberación lenta desarrollados por el CIPIMM para el cultivo, mejoramiento y conservación de césped, plantas ornamentales y frutales cumplen con los requerimientos de fertilizantes ecológicos porque por su composición más del 90 % es mineral y orgánico. Posee propiedades enmendantes del suelo, correctora de pH y remueve los metales tóxicos presentes en el suelo. La naturaleza intrínseca de los productos demostró en su evaluación química y agronómica que no representan productos dañinos al medio y los cultivos, actúan como potenciadores de la actividad de conservación de los suelos y de hecho de los cultivos y el medio ambiente.

Entre las bondades fundamentales comprobadas en la aplicación de los productos ZEOREEN, ZEOGOLF-G y ZEOBALL tanto en escala experimental como productiva extensiva tenemos:

- Fertilizantes exentos del efecto perjudicial del sodio.



- Eliminan paulatinamente el efecto del sodio actualmente presente en los sustratos salinos.
- Poseen en su composición un mineral de alta capacidad de intercambio iónico que es capaz de disminuir el sodio en el medio y ceder otros cationes como amonio, calcio, magnesio, potasio y algún micro elemento.
- Aumentan el tiempo de vida útil del campo, y no teniendo que realizarse la renovación del mismo por pronta degradación.
- Permiten reducir las dosis de riego que actualmente se utilizan en aproximadamente un 15 al 20 %.
- Garantía de que no es necesario aplicar durante aproximadamente 6 meses ningún tipo de fertilizante mineral, y cuando se empiece aplicar de forma sistemática se podrá reducir hasta en un 50 % las dosis que en estos momentos se aplican.

Los resultados alcanzados en la evaluación del producto ZEOFERT-P (producto base de esta serie del Zeogreen, Zeogolf-G y Zeoball) a escala controlada, según puede apreciarse en las graficas 3 y 4, donde se comparó con el testigo suelo de bajo contenido de fósforo y uno de los fertilizantes comerciales destinados al mejoramiento y conservación del césped(AGROSIL-LR), Se alcanzaron resultados similares en este caso se expone lo logrado con el Zeogreen (para sustratos artificiales) que fue el de menores ventajas obtenidas respecto al Agrosil_LR y al testigo(suelo), en iguales dosis de aplicación que la recomendada para el producto comercial logra superar los niveles de rendimientos del cultivo indicador(SORGO) destacando entre otros aspectos positivos sobre el producto comercial los siguientes:

- Un incremento de la fertilidad del suelo.
- Mayor peso en las raíces, disminución del contenido de sodio en el sustrato.
- Mayor retención de agua útil, mayor rendimiento en materia seca vegetal.
- Mayor contenido de potasio en el suelo.
- Logró incorporar al suelo un alto contenido de fósforo asimilable en el orden de 36 mg/100 g.
- Mantuvo niveles de pH neutro y no afecto los contenidos de materia orgánica.

En la grafica 1,2 y foto1. Puede apreciarse el efecto positivo de la valoración del Zeofert-P en este caso en el cultivo de frutales en cuanto al desarrollo foliar y altura de las plantas aspectos importantes y vitales en el desarrollo de este cultivo. Este resultado corresponde sólo a la sustitución de un 15 % del fertilizante convencional que es el testigo. La foto 1. muestra la vitalidad de la planta lograda en igual cantidad de plantas y bajo iguales condiciones de cultivo. El producto logra también un buen desarrollo radicular que fue evaluado y mayor residualidad de nutrientes de nutrientes en el ciclo completo que alcanza el frutal en las bolsas para su trasplante.

En las aplicaciones realizadas de los productos en el mejoramiento y cultivo del césped en campo de golf natural, artificial y en campo deportivo natural podemos apreciar según foto 3 y 4, donde se muestran el área de green con el producto y con el fertilizante testigo convencional, observándose de forma evidente la efectividad en cuanto a cubrimiento y coloración verde intensa, así como pudo evaluarse en la práctica el tiempo de duración del producto en su efectividad nutritiva que se alargó el ciclo de fertilización de realizarse semanalmente hasta 6 meses máximo en el sustrato artificial y por supuesto el tiempo es mayor para el sustrato natural. En las gráficas 5,6 y 7 podemos apreciar el efecto positivo de ambos productos en el sustrato artificial del green en el campo de Varadero sometidos a las condiciones más severas para su evaluación y la respuesta es cualitativamente y cuantitativamente superior a su testigo



de fertilización convencional en idénticas condiciones de aplicación, lográndose mayor peso fresco y seco foliar y de raíces, aspectos de vital importancia para la calidad del césped.

Desde el punto de vista económico y de protección ambiental el resultado es muy importante significa una protección del suelo al exceso de fertilización, mejoran las condiciones de compactación por las características propias del producto en su composición mineral y granulométrica y por la acción sobre el control del pH, las sustancias nocivas y el ataque de las hormigas en el green que fue eliminado al aplicarse el fertilizante de liberación controlada a los mismos. En cuanto al aspecto económico se logra una solución alternativa de empleo de nuestras riquezas naturales para sustituir importación y dar solución a las dificultades del empleo de fertilizantes químicos tan cuestionados por las leyes ambientales vigentes.

CONCLUSIONES

Se ha desarrollado un procedimiento novedoso que permite la obtención de una gama de fertilizantes organo-minerales de liberación lenta, logrando de forma simultánea las reacciones de intercambio de los cationes, la incorporación de los portadores minerales, la homogeneidad humedad y granulometría diseñada de acuerdo al aporte de nutrientes y demanda del suelo y el cultivo con acción protectora del medio.

La variedad de fertilizantes que ofrece el procedimiento garantiza el empleo óptimo de las disponibilidades de minerales con propiedades nutritivas para satisfacer la demanda de nutrientes de cultivos específicos

La evaluación agronómica de los fertilizantes desarrollados a escala controlada y productiva han demostrado ser efectivos en el cultivo y mejoramiento de césped, en diferentes sustratos de campos de Golf, plantas frutales.

REFERENCIAS

- Alemán Céspedes I., H. Álvarez, D. Carballo, R. Oña y otros; 1981. "Exploración Orientativa y Detallada del yacimiento de fosforitas Trinidad de Guedes", ONRM, Informe 4023.
- Febles, J.A. y otros, 1991 Aplicaciones agrícolas de las zeolitas y bentonitas cubanas en el mejoramiento del suelo Ferra lítico Cuarcítico Amarillo Lixiviado. Memorias de la 3^{ra} Conferencia Internacional sobre Ocurrencia, propiedades y Usos de las Zeolitas Naturales, Cuba.
- Hernández N, E. Montejó y otros, 2001. "Obtención de concentrados de fosforitas a partir de la mena tipo III del yacimiento Trinidad de Guedes", Jornada Científica Anual de la Filial Habana, Sociedad Cubana de Geología.
- Morejón L; 1989 Empleo de la roca fosfórica en los suelos Ferralíticos Rojos de la provincia de la Habana. Cien. Agric.
- Mumpton F.A. The Magic Rock; Uses Of Natural Zeolites In Agriculture And Industry. Edit Inc., P.O. Box 591, Clarkson, NY 14430, USA. fmumpton@frontiernet.net
- Pérez O y otros, 1979. Informe de Búsqueda Orientativa de Bentonita Managua, ONRM, MINBAS, Cuba.
- Reyes Soler L, y otros. 1981. Regularidades de distribución y composición sustancial de las zeolitas del yacimiento Tasajeras, Cuba, tesis doctoral, Moscú.
- Romero J.C, M. Velázquez, y otros 1988 "Estudio de la solubilidad del fósforo en mezclas de



- rocas fosfóricas con zeolitas naturales modificadas a sus formas NH_4^+ e H^+ ”, Reporte de Investigación, Departamento de Información Científico-Técnica, CIPIMM, Revista Ciencias Químicas del CENIC. “Fertilizantes enmendantes. Complejos de Liberación lenta. 1985
- Revista Tecnología Mineral “Zeolitas Propiedades y Usos Industriales”. Edición, 1994, Soca M., R. Ruz, R. Beltrán, C.M. Jhon.E. Moreno, J.A. Febles y otros, 1991 “Utilización de zeolitas naturales en diferentes suelos y cultivos para incrementar eficiencia en los fertilizantes minerales” 3ª Conferencia Internacional sobre Ocurrencias, Propiedades y Usos de las Zeolitas Naturales, Habana Cuba.
- Tung-Ming Lai, D. Dennis Ebert, March. 1986. “Controlled and renewable release of Phosphorous in soils from mixtures of phosphate rock and NH_4 exchanged clinoptilolite” Zeolites Vol.6
- Herrera V., M. Cisneros, M. Velázquez y J.C. Romero, 1989 “Tecnología para la carga de nutrientes en las zeolitas para el cultivo en Zeopónicos” I.I. ICT.CIPIMM.
- Velázquez M., T. Rodríguez y otros “Tecnología de Obtención de producto de Alto Valor Agregado Zeofert-P” I.T36 CIPIMM, 2002.
- Velázquez M., J.A. Febles y T. Rodríguez, 2003 y 2004. “Pilotaje y Escalado de fertilizantes organo-minerales de liberación controlada en mejoramiento y conservación de césped”. Informe técnicos de cierres de etapas, ICT CIPIMM.



CARACTERIZACION Y PERSPECTIVAS AGRONOMICAS DE LAS PRINCIPALES AGROMENAS DE CUBA CENTRO - OCCIDENTAL

J. A Alonso-Pérez ⁽¹⁾, **J. A Febles** ⁽¹⁾, **M. Velázquez** ⁽¹⁾, **C. de las Pozas** ⁽²⁾,
L. Gómez ⁽³⁾, **A. Vantour** ⁽⁴⁾, **C. M John** ⁽⁵⁾, **A. Marzán** ⁽¹⁾, **N. Díaz** ⁽¹⁾

(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica (CIPIMM), MINBAS, Carretera de Varona Km 1^{1/2} # 12028, Capdevila, Boyeros, Ciudad de La Habana, Cuba, e-mail: cipimm@ip.minbas.cu

(2) Agencia de Gestión de Proyectos, Ministerio de Ciencia Tecnología y Medio Ambiente.

(3) Instituto de Suelos (MINAGRI), Ministerio de Ciencia Tecnología y Medio Ambiente.

(4) GEOCUBA.

RESUMEN

En el presente trabajo se exponen los resultados de la caracterización de agromenas de los principales yacimientos del occidente y centro del país: bentonitas, zeolitas y rocas fosfóricas que corresponden a los tipos lito-tecnológicos II y III: "Managua", "Tasajeras" y "Trinidad de Guedes", así como dos fuentes de materia orgánica (humus de lombriz y turba) con la finalidad de obtener a diferentes niveles de escalamiento agrícola y relaciones ínter nutrientes, nueve variantes de formulaciones personalizadas de fertilizantes ecológicos en función de las necesidades nutricionales de los suelos: ferralíticos, pardo-sialíticos y arenosos erosionados presentes en algunas de las empresas agrícolas del MINAGRI de la región, empleándose para ello diferentes técnicas instrumentales y métodos físico-químicos alternativos de Mineralogía Aplicada entre los que se destacan: Difracción de rayos-X (DRX), Análisis Térmico (AT), Espectroscopia infrarroja (IR), Análisis Químico de elementos mayoritarios y nocivos, microanálisis elemental por MEB-EDX y técnicas nucleares entre otras.

Los resultados de la evaluación agronómica a escala controlada que se obtienen demuestran que las rocas estudiadas constituyen recursos naturales perspectivas para la elaboración de eco-fertilizantes, dado el aporte potencial de nutrientes al ecosistema suelo-cultivo y baja toxicidad de las mismas.

ABSTRACT

In the present work the results of the agronomic ores of the main western and central deposits of Cuba are exposed. These agronomic-ores, are represented by: bentonites, zeolites and phosphate rocks and to correspond to the II and III technological groups, that is "Managua", "Tasajeras" and "Trinidad de Guedes", to their further evaluation and elaboration at different levels of agricultural scaling and internutrients relationships, of nine alternatives of personalized formulas of ecological fertilizers according to the nutritional needs of the soils: ferrallitic, brown-sialitic and eroded sandy soils present in some of the agricultural enterprises of the MINAGRI in the region, using different alternate instrumental techniques and physical-chemical methods of Applied Mineralogy. Between these methods, are: X Ray Diffraction (DRX), Thermal Analysis (AT), Spectroscopy IR, Chemical Analysis of main elements and hazardous ones, elemental microanalysis through MEB-EDX and nuclear spectrometric techniques among others.

The results of the agronomic evaluation at controlled scale obtained, show that the rocks studied constitute perspective natural resources to elaborate eco-fertilizers, due to the potential nutrients giving to the soil- plant ecosystem and the low toxicity they have.

INTRODUCCION

Con el término **agromenas** se definen aquellos recursos geológicos que permiten mediante su aplicación a los ecosistemas agrícolas, mejorar o modificar favorablemente las propiedades físico-mecánicas y químicas de los suelos, restituyendo la naturaleza y fertilidad de los mismos, en virtud de su capacidad potencial portadora de nutrientes y propiedades físico-químicas de interés, a la vez que no contaminan el medio ambiente y



contribuyen a reducir los gastos periódicos de materias primas de importación para la elaboración de fertilizantes químicos.

En la actualidad una parte significativa de los suelos del país muestran los efectos negativos de la desertificación, que contempla entre otros aspectos: la degradación, compactación, bajos contenidos de materia orgánica, acidez, alcalinización y se observa en algunos la tendencia salinización, por ello, las tendencias actuales de la agricultura contemporánea demandan y promueven con interés creciente las ventas personalizadas de fertilizantes ecológicos, de los cuales una solución alternativa es la que emplea fuentes naturales con diversos niveles de incorporación de nutrientes al sistema suelo / cultivo como son: materia orgánica, nitrógeno, fósforo, potasio y algunos micro-elementos esenciales para el incremento de los rendimientos agrícolas.

Un fertilizante ecológico por lo general está constituido básicamente por una fuente orgánica en proporciones que varían desde un 40 hasta 60%, el resto lo conforman diferentes componentes minerales portadores de macro y micro-nutrientes en cantidades equilibradas: N, P, K, Ca, Mn, Zn y Mo, capaces de mejorar las propiedades físico-mecánicas y químicas de los suelos y satisfacer las necesidades nutrimentales de los cultivos, así como capaces de acidificar, alcalinizar o contaminar los suelos.

En la década de los años ochenta, la agricultura cubana empleó más de 1 millón de toneladas anuales de fertilizantes y materias primas minerales que se importaban de antiguos países socialistas. A partir del año 1990 el país enfrentó una contracción económica significativa con reducción de los volúmenes de importación de materias primas y fertilizantes químicos en algo más del 25% respecto a los que se hacían en períodos anteriores.

Por todo lo anterior resulta de interés realizar la caracterización integral de agromenas de la región centro-occidental del país que pudieran emplearse para la elaboración de fertilizantes ecológicos tales como: zeolitas ("Tasajeras", provincia Villa Clara), bentonitas ("Managua", provincia Ciudad de La Habana), roca fosfórica ("Trinidad de Guedes", provincia Matanzas), y como fuentes de materia orgánica: turba (provincia de Pinar del Río) y humus de lombriz (Instituto de Suelos, MINAGRI). Por otra parte, en el trabajo se presentan los resultados agronómicos preliminares obtenidos a escala controlada de diferentes formulaciones de eco-fertilizantes, todo lo cual contribuirá de conjunto al mejor conocimiento y aprovechamiento sostenible de los recursos naturales de dicha región.

MATERIALES Y METODOS

(a) Selección y preparación de muestras.

Se emplearon muestras tecnológicas de zeolita, bentonita y rocas fosfóricas de los yacimientos: "Tasajeras" (ZT; tipo II), "Managua" (BM; tipo II) y roca fosfórica de "Trinidad de Guedes" (TG; tipo II y III), correspondientes a los bloques productivos de recursos y/o reservas probadas y probables económicamente de dichos depósitos. Los portadores de materia orgánica (turba y humus de lombriz) proceden de la provincia de Pinar del Río y el Instituto de Suelos del MINAGRI.

Se seleccionó además una muestra litotecnológica granular-arcillosa (tipo II) patrón de alto contenido de fósforo del yacimiento "Trinidad de Guedes", para determinar los atributos estructurales del apatito del yacimiento y compararlo con fosforitas del yacimiento de infiltración-residual "La Pimienta" en Pinar del Río y rocas importadas por Cuba en diferentes períodos para la producción de fertilizantes.

La fracción granulométrica que se utilizó para la modificación de las zeolitas a su forma amónica fue la de 1-3 mm, con el empleo del sulfato de amonio en una relación en peso de



0.33 Kg del reactivo / Kg zeolita, R(L / S): 0.65, teniendo en cuenta la experiencia desarrollada por Romero *et al.* 1988.

Para el estudio cinético de liberación de fósforo se utilizaron condiciones estáticas utilizando una relación en peso 2,1 Zeolita-NH₄⁺ / Roca fosfórica a diferentes tiempos de contacto: 0, 6, 12, 24, 30, 48 días según recomienda Velázquez *et al.* 2002.

Se prepararon nueve variantes de fertilizantes ecológicos con diferentes relaciones inter-nutrientes, las cuales se mezclaron y homogeneizaron convenientemente según la tecnología desarrollada por el CIPIMM. La granulometría empleada fue: (1) 1-3 mm zeolitas; (2) 0.074 mm bentonita (lote de producción de la Empresa Gustavo Machín); (3) 0.1 mm roca fosfórica del tipo granular calcárea (III), (4) turba < 0.074 mm (producto final de la Empresa del Transporte del MINAGRI, Pinar del Río); (5) 0.074 mm humus de lombriz (Instituto de Suelos).

(b) Técnicas instrumentales y condiciones experimentales seleccionadas.

El registro que se obtiene por el método fotográfico de la fracción monomineral de fosfato se realiza en cámara de diámetro 114 mm, radiación K α del Fe; filtro: Mn; tiempo de exposición a la radiación: 4 horas; diferencia de potencial aplicada: 30 kV; corriente anódica: 20 Ma. Para el cálculo de los parámetros reticulares se emplea el Programa LSUCRI de Garvey 1986. En el caso de los parámetros del apatito del yacimiento cubano "La Pimienta" se utilizaron los datos que reporta González 1982.

Los difractogramas de polvos se obtuvieron en un equipo Philips PW-1710; radiación K α del Fe; paso angular: 0,05; tiempo 3 segundos respectivamente. El análisis cualitativo de fases se hizo con la utilización de la base de datos PCPDF WIN; versión 1.30, JCPDS-ICDD / 2000, compatible con Windows 98 para Office 2000.

Los termogramas ATD, TG y TGD se determinan en un Derivatógrafo MOM 1500-Q; atmósfera del horno: aire sin turbulencia; termopares Pt / Pt (Rh-10 %); sensibilidad de los canales: ATD: 250 μ V; TG: 500 μ V; DTG: 1mV; tiempo máximo de medición: 100 minutos; velocidad de calentamiento: 10⁰C / min; intervalo de temperatura: 25-1000⁰C.

Los microanálisis químicos de los principales minerales presentes en las agromenas se determinaron con el empleo de un Microscopio Electrónico de Barrido (MEB) Philips acoplado a un Espectrómetro de rayos-X de Energía Dispersiva modelo (EDX). El voltaje de aceleración osciló entre 2 -10 kV.

Los análisis químicos de elementos mayoritarios e intercambiables se determinaron por Espectrometría de Plasma acoplado por Inducción (ICP) y Absorción Atómica, espectrometría UV-VIS y análisis volumétrico. La evaluación de elementos nocivos se realiza con el empleo de las normas ramales NRIR 1133 (1991) para el análisis de zeolitas y otros silicatos.

Los elementos radiactivos en rocas fosfóricas se determinaron con el empleo de un espectrómetro analizador de rayos- β y γ de 4000 canales AN-1024 en el IGEM de la República Rusa.

RESULTADOS Y DISCUSION.

Caracterización químico-mineralógica de los recursos agrogeológicos.

Bentonita "Managua".



El análisis cualitativo de fases por DRX de las muestras tecnológicas del yacimiento de bentonita de “Managua” arrojó presencia de arcillas esmectíticas de la serie montmorillonita-beidelita en contenidos que oscilan entre 60 y 80% (tipo I, II, III). Mediante el cálculo de parámetros de la celda elemental de la fracción arcillosa ($< 2\mu\text{m}$) de la bentonita “Managua” realizado por Balmaseda *et al* 1998, se comprueba que el mineral cristaliza en el sistema ortorrómbico pseudo-hexagonal, con parámetros de la celda elemental: $a = 5.23(2)$, $b = 8.83(2)$, $c = 12.49(3)$ Å.

La reflexión más intensa correspondiente al orden (001) de los minerales del grupo de la montmorillonita-beidelita aparece a la distancia interplanar de 15 Å, una banda del tipo (hk0) con $d = 4,48$ Å, la reflexión (200); $d = 2,56$ Å, observándose además las reflexiones más importantes del cuarzo 3,34 Å y calcita 3,03 Å. En la figura 1 se muestra el difractograma de la muestra natural, en los que se observan las reflexiones de distancia interplanar característica de los planos (001) de la arcilla y sus principales impurezas. Es de señalar la presencia de un mayor contenido de impurezas: goethita, calcita, cuarzo y plagioclasas en otros tipos lito-tecnológicos.

Por su parte Alonso *et al.* 1985 señala que en los difractogramas orientados (natural y tratado con etilenglicol) de la fracción arcillosa de la bentonita Managua, la reflexión (001) del mineral fundamental se desplaza hasta valores mayores de distancia interplanar: 17,1 Å, e indica la presencia de arcillas esmectíticas de la serie montmorillonita-beidelita según plantea Brown 1961 y Nemecz 1981 entre otros. El carácter beidelítico del mineral se comprobó mediante el ensayo clásico de saturación de la arcilla con iones Li^+ propuesto por Greene-Kelly (en Brown, 1961) obteniéndose una serie de órdenes (00 l) múltiplos de 17 Å.

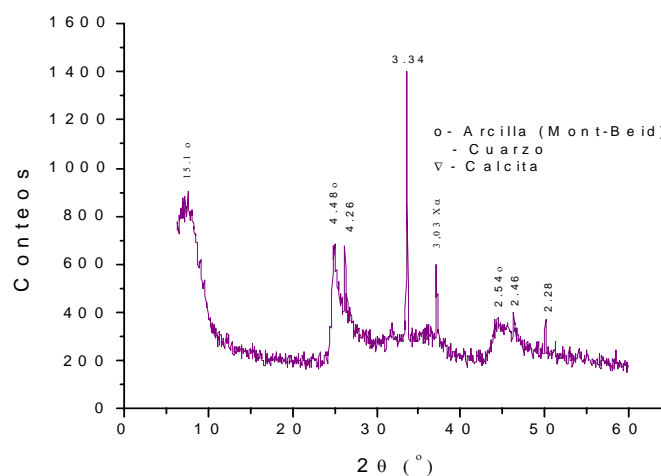


Figura 1: Difractograma típico de la muestra natural tipo II de bentonita “Managua”.

En la tabla I se presentan los resultados del análisis químico de elementos mayoritarios y la capacidad de intercambio catiónico (mili-equivalentes /100 gramos de muestra) de la bentonita “Managua”.

Tabla I. Análisis químico de elementos mayoritarios y capacidad de intercambio catiónico de la muestra tecnológica II y fracción monomineral de bentonita “Managua”.

Muestra	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	Na_2O	Fe_2O_3	PPI	Ca^{2+} meq/100g	Mg^{2+} meq/100g
---------	----------------	-------------------------	--------------	--------------	-----------------------	-------------------------	-----	------------------------------	------------------------------



Natural	47.40	17.10	5.12	2.10	0.10	9.95	14.50	50.05	7.32
Fracción monomineral (MEB-EDX)	56.24	22.58	1.97	2.79	0.12	8.53	14.56	-	-

Los resultados de la tabla I reflejan desde el punto de vista agronómico que la bentonita de Managua aporta iones Ca^{2+} intercambiables como nutriente principal al complejo de cambio del suelo, dada su alta C.I.C para dicho elemento, con valores muy bajos de magnesio. El contenido de Fe^{3+} se debe en gran medida a la sustitución isomórfica estructural por iones Mg^{2+} en la capa octaédrica de la montmorillonita, aunque una parte se vincula a impurezas del oxihidróxido goethita, por esta razón la utilización agrícola del tipo tecnológico II de la arcilla del yacimiento "Managua" se recomienda fundamentalmente en suelos con bajos contenidos de hierro según considera Febles *et al.* 2004. Por microanálisis MEB-EDX se comprueba además que el mineral arcilloso presenta un alto contenido de aluminio, y al igual que el hierro su presencia en exceso pudiera contribuir a inmovilizar el fósforo asimilable del suelo con formación de complejos insolubles, especialmente los ferralíticos y pardo-sialíticos.

En una compilación de resultados de caracterización de bentonitas cubanas realizada por Acevedo *et al.* 1999 se señala que los contenidos de SiO_2 en la bentonita del yacimiento son: 47% (mínimo); 4,5% CaO (mínimo); 3,5% MgO (máximo); 15% Fe_2O_3 (máximo); 14% Al_2O_3 (mínimo); 0.1% potasio (mínimo), por lo tanto los valores que se obtienen para la muestra analizada corresponden al tipo tecnológico II de bentonita. Se plantea que el poder de hinchamiento del mineral en su forma natural oscila entre 10-13 ml /2gr, además presencia de altos contenidos de agua plástica (entre 28 y 34 %), los cuales resultan de interés para el mejoramiento de algunos parámetros físico-químicos y mecánicos de suelos arenosos erosionados de la provincia de Pinar del Río que se emplean en el cultivo del tabaco.

El resultado del análisis cuantitativo de la bentonita "Managua" realizado por termogravimetría (TG) refleja un alto contenido de montmorillonita (74 %). Como impurezas minerales se detectan: goethita 9 %, calcita 8 % y cuarzo 7%, por lo tanto se trata de una bentonita del tipo tecnológico II.

Sobre la base de los resultados que se obtienen de la caracterización del mineral de "Managua" resulta de interés su aplicación en la esfera agrícola para el mejoramiento de algunos parámetros físico-mecánicos de suelos, especialmente en lo que se refiere al calcio y magnesio cambiante, por ciento de agregados estables al agua, índice de plasticidad y consolidación de suelos, en particular los arenosos erosionados de la provincia de Pinar del Río que se emplean en el cultivo del tabaco (Febles *et al.* 2004). Se debe destacar la factibilidad de utilización del mineral en pequeñas proporciones en mezclas de fertilizantes ecológicos por su buen poder aglutinante en las formulaciones, lo que puede facilitar el laboreo de estos en la preparación de las formulaciones y durante su aplicación con la maquinaria agrícola.

Roca fosfórica "Trinidad de Guedes".

Las determinaciones de componentes químicos mayoritarios de las muestras tecnológicas de rocas fosfóricas arrojaron los resultados que de modo tabular se reproducen a continuación.



Los resultados de la tabla II demuestran presencia de una roca fosfórica del tipo granular arcillosa de baja ley de P_2O_5 con aportes de carbonatos y arcillas dado los contenidos de SiO_2 , Al_2O_3 y valores significativos de la pérdida por ignición (PPI). Los contenidos de Fe_2O_3 se vinculan a los oxihidróxidos del tipo goethita.

Tabla II. Análisis químico de elementos mayoritarios en fosforitas tipo III de “Trinidad de Guedes”.

MUESTRA	% P_2O_5	% CaO	% SiO_2	% Al_2O_3	% Fe_2O_3	% Na_2O	% K_2O	% MgO	% F	% PPI
TG-III	13,15	38,21	13,35	6,45	3,97	0,29	0,11	0,63	0,99	22,85
TG-II (patrón)	30.92	43.70	6.94	3.85	3.84	0.47	0.10	0.28	2.32	7.60

El análisis cualitativo por DRX del mineral de fósforo fundamental presente en el yacimiento “Trinidad de Guedes”, arrojó que el mismo corresponde al grupo de los apatitos cálcicos, con sus cuatro líneas de difracción fundamentales que lo caracterizan: 3.45; 2.78; 2.70 y 2.63 Å (JPDF 15-876). En la figura 2 se presenta el difractograma típico de la fosforita granular arcillosa patrón, donde se aprecia reflexiones poco intensas de la arcilla montmorillonita y el cuarzo presente como impurezas.

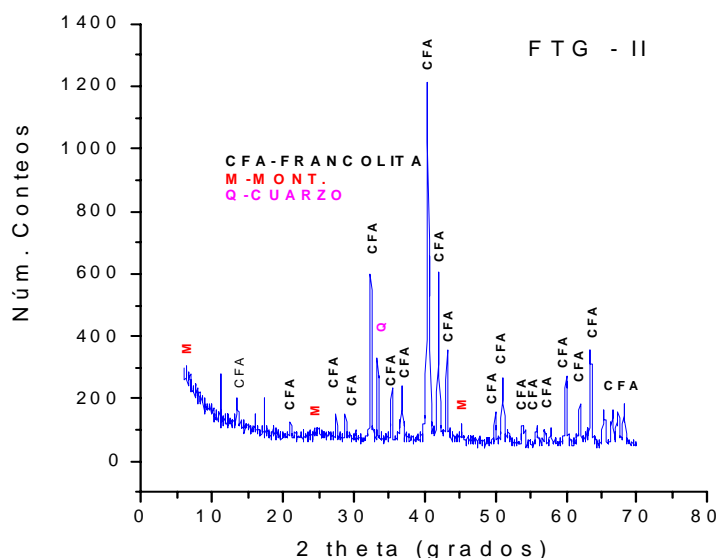


Figura 2. Difractograma de la fosforita granular arcillosa patrón “Trinidad de Guedes”.

A partir de los valores requeridos del diagrama de polvos según el programa LSUCRI de Garvey 1986 se determinan mediante el refinamiento de la celda unitaria e indexado, los parámetros y volumen de la celda elemental del CFA: $a = 9,319 \text{ Å}$ (8) $c = 6,912 \text{ Å}$ (10) y $V = 519,8 \pm 9 \text{ Å}^3$ (Alonso J. A, 2002).

Se concluye que se trata de la variedad carbonática del apatito (francolita; CFA) por el valor calculado para el parámetro reticular a y corresponde al hecho que: iones PO_4^{3-} se sustituyen por CO_3^{2-} en la red cristalina del mineral lo que concuerda con lo reportado por Le Geros 1990 y Perdikatsis 1991.

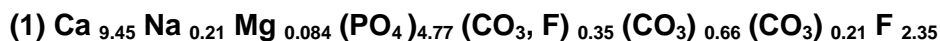
Por su parte, el cálculo de la fórmula estequiométrica del CFA presente en el yacimiento “Trinidad de Guedes” sobre la base del modelo que propone Baumer *et al.* 1986 (en Prévôt, 1990) y la información que se logra mediante MEB-EDX a la fracción monomineral del mismo (tabla III), permite establecer una comparación entre algunos depósitos de génesis marina de diferentes o similares provincias fosfogenéticas del mundo como son el caso de los yacimientos de “La Florida”, “Carolina del Norte”, “Marruecos”, “Túnez” y de esta forma



proponer aspectos de interés relacionados con la reactividad química del CFA del yacimiento cubano.

Tabla III. Resultados de la composición química por MEB -EDX de la fracción monomineral de CFA del yacimiento "Trinidad de Guedes".

Muestra	%P ₂ O ₅	%CaO	%Fe ₂ O ₃	% F	% MgO
CFA	35.28	55.09	-	4.66	0.35



Se comprueba que la fórmula propuesta para nuestro CFA guarda cierta similitud con la de "Marruecos" y "Túnez" en lo que se refiere al grado de sustitución isomórfica total de iones PO_4^{3-} por CO_3^{2-} (1,22; 1,20 y 1,26 # iones-gramo / fórmula) y que a la vez resultan de mediana y alta reactividad química.

A la muestra de CFA obtenida a partir de los tipos tecnológicos II y III, se le obtuvieron termogramas ATD, DTG y TG con el objeto de evaluar el contenido dióxido de carbono que se asocia estructuralmente a la fase pura del mineral (5,61por ciento).

Para evaluar el comportamiento agronómico del CFA en diferentes disolventes teniendo en cuenta el valor del parámetro α de la celda calculado y las expresiones planteadas por McClellan1972 se obtienen los valores que se reproducen en la tabla IV.

Tabla IV. Valores del Índice de Solubilidad Absoluta (ISA) en diferentes disolventes del CFA presente en el yacimiento "Trinidad de Guedes".

ISA (CITRATO AMONIO, pH = 7) (%)	ISA (ACIDO FORMICO, 2%) (%)	ISA (ACIDO CÍTRICO, 2 %) (%)
21,07	52,37	36,05

Si se comparan los valores reportados con los obtenidos por Le Geros 1990 para apatitos de los yacimientos de "La Florida" se constata buena concordancia entre ambos resultados: ISA (citrato de amonio, pH =7); 19.8%, ISA (ácido cítrico 2%); 34.2%, ISA (ácido fórmico 2%); 49.1%, lo cual indica que la reactividad química es semejante en dichas rocas por el alto grado de carbonatación del CFA. Sin embargo, si se refiere al mineral de "La Pimienta" (Cuba) los valores son: ISA (citrato de amonio, pH =7); 4,34 %, ISA (ácido cítrico 2%); 11.79% y ISA (ácido fórmico 2%); 9.05 %, notablemente más bajos para este CFA, de ello se infiere una baja reactividad de la roca por el contenido poco significativo de carbonato estructural presente en este apatito (1,10 % CO₂) según considera González 1982.

En la tabla V se corrobora mediante el cálculo del índice de cristalinidad de la roca determinado por DRX, la alta reactividad del mineral de "Trinidad de Guedes" si se compara con rocas importadas por Cuba para la fabricación de fertilizantes complejos en diferentes períodos, y que resulta muy semejante a la roca de Túnez y Siria respectivamente, lo que guarda relación con el alto grado de isomorfismo aniónico de PO_4^{3-} por CO_3^{2-} en el CFA presente en ellas.

Tabla V. Datos difractométricos (Rad. K α Fe) y resultados del Índice de Cristalinidad (I.C) en una roca del yacimiento "Trinidad de Guedes" y de diferentes países.



Nº MUESTRA	$\Sigma I (hkl) / I$ (fondo)	Indice de Cristalinidad (%)
TUNEZ	70	31
ARGELIA	156	69
SIRIA	79	35
T. GUEDES	73	32
APATITA DE KOLA	206	91
PATRON (FA)	226	100

El análisis de elementos nocivos por radiometría de rayos- γ y β para la evaluación de uranio, torio y la espectrometría ICP para el caso del Pb, Cd, Hg, As, Cu y Zn se muestran en la tabla VI. En la misma se demuestra que para el caso del Pb, Cd, Hg, As, Cu y Zn, los valores obtenidos son en todos los casos menores de 5 g /ton, por lo tanto no resultan perjudiciales para la elaboración de fertilizantes ecológicos. Con relación al uranio el valor que se obtiene es de 19 g / ton, menor que para otras rocas extranjeras importadas, pero mayor al de las rocas fosfóricas de Ucrania como reporta Bragin 1994. Al respecto Zerquera *et al.* 1995 demostraron en un trabajo realizado en cítricos, que las concentraciones detectadas en suelos fertilizados con rocas fosfóricas cubanas (30-50 g/ton de U) son menores de 0.3 mSv, evaluando los radionúclidos: Ra-226 y Th-232 muy semejantes al uranio. Dichos autores concluyen que los valores de Ra-226 y Th-232 que se reportan son mucho más bajos si se comparan con la dosis anual que recibe el hombre por ingestión de alimentos (máximo 0.3 mSv) según los datos que reporta el Comité Científico de Naciones Unidas para los efectos de la radiación atómica, por lo tanto el empleo de rocas fosfóricas cubanas no tiene un impacto radiológico sensible en el hombre. Por otra parte, se debe tener en cuenta que el mineral fosfórico se utiliza en mezclas con zeolitas y materia orgánica, por ello sus propiedades adsorbentes y la CIC pudieran influir favorablemente en la inmovilización del uranio en el suelo, aunque este aspecto debe ser objeto de estudios posteriores.

Tabla VI. Resultados de la determinación de elementos nocivos en roca fosfórica tipo III de "Trinidad de Guedes" y en rocas importadas de diferentes países (Bragin, 1994).

PAIS	U g /ton	Th g /ton	Cd g /ton	As g /ton	Pb g /ton	Hg g /ton	Cu g /ton	Zn g /ton
Ucrania (roca)	9	9	3	5	4	5	5	5
Marruecos (concentrado)	155	9	22	6	3	5	8	245
Túnez (concentrado)	42	24	30	5	4	6	4	200
USA (concentrado)	180	14	15	4	5	4	5	4
Cuba (roca) (T. Guedes)	19	5	5	< 5	< 5	< 5	< 5	< 5

Por todo lo anterior se evidencia la utilidad agronómica potencial de las rocas fosfóricas de "Trinidad de Guedes" dada su buena reactividad, con aporte combinado de calcio y P_2O_5 al complejo de cambio del suelo como macro-nutrientes fundamentales, sin embargo, se debe señalar que su solubilidad se favorece si se utiliza en mezclas con zeolitas amónicas naturales como comprobaron Romero *et al.* 1988 y Velázquez *et al.* 2002 teniendo en cuenta los trabajos iniciales desarrollados por Ming-Lai y Eberl 1985. Por otra parte, la presencia de calcita en la roca es útil para neutralizar suelos ácidos y aumentar la



estabilidad estructural de los suelos, al mejorar el límite inferior de plasticidad tanto en ferralíticos y pardo-sialíticos como consideran Cabrera *et al.*, 1998.

Zeolita “Tasajeras”.

En la figura 3 se muestra el difractograma característico del tipo II de zeolita del yacimiento “Tasajeras”. En el mismo se puede observar el predominio de los minerales zeolíticos del grupo de la clinoptilolita – heulandita en mayor cuantía, a saber por la intensidad del máximo de difracción a la distancia interplanar e índices de Miller de: 7,92 (200); 6,72 (201); 5,23 (311); 5,10 (111); 4,65 (131); 3,97 (400); 2,98 Å (440). El mineral mordenítico se detecta en ambas muestras por las reflexiones de distancia interplanar $d = 13,44$ (110); 6,57 (111), 6,38 (130) 5,78 (310); 4,51 (400) 3,91 (150); 3,47 Å (202). Por otra parte, coexisten en las dos muestras analizadas la reflexión intensa 9,02 Å típica de la contribución de ambos minerales zeolíticos. Se detectan además en las dos rocas estudiadas impurezas del mineral arcilloso montmorillonítico, caracterizado por su reflejo basal (001) que aparece a la distancia interplanar de 15,1 Å, además del cuarzo cuyo máximo se observa a la distancia interplanar de 3,34 Å. La presencia de impurezas del tipo plagioclasas se asocia a los máximos con $d = 3,75$ y 3,61 Å. No se observan en ambos registros presencia de calcita.

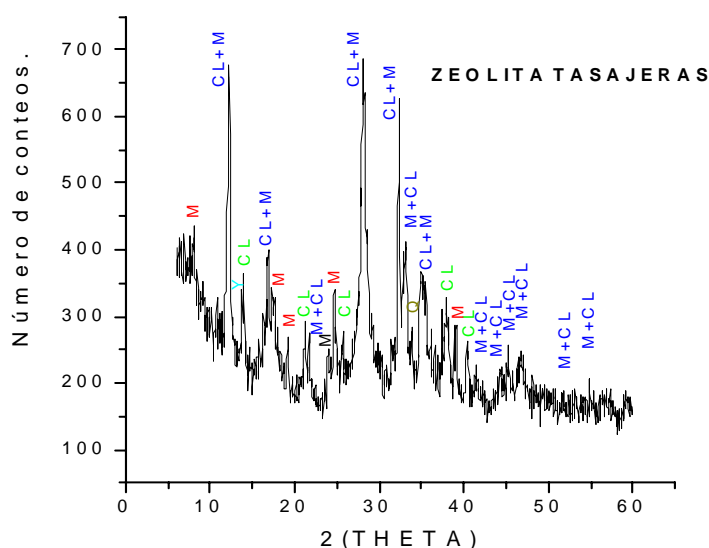


Figura 3. Difractograma característico de la zeolita tipo II del yacimiento “Tasajeras”.

Los resultados del análisis cuantitativo de minerales zeolíticos propuesto por Vega *et al.* 1992 fueron los siguientes: 58% de clinoptilolita-heulandita (CL-H) y 14% mordenita (M), por lo que se trata del tipo tecnológico II de zeolitas. Por su parte, el resultado del análisis cuantitativo por el método termogravimétrico refleja contenidos de zeolita total: 70% y montmorillonita: 12 % (M), (Alonso *et al.*, 1993).

En la tabla VII, VIII y IX se presentan los resultados de la caracterización química de la muestra objeto de estudio.

Tabla VII. Elementos mayoritarios de la zeolita de Tasajeras tipo tecnológico II.

	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	Na ₂ O	K ₂ O	TiO ₂	PPI
--	------------------	--------------------------------	--------------------------------	-----	-----	-------------------	------------------	------------------	-----



MUESTRA	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)
ZT-II	68,18	12,17	2,12	3,40	1,05	1,25	0,76	0,15	10,16

Tabla VIII. Capacidad de intercambio catiónico total y por elementos de la zeolita Tasajeras II.

CIC total (meq/100g)	124,50
meq / 100 g Ca ²⁺	78,83
meq / 100 g Mg ²⁺	2,75
meq / 100 g K ⁺	6,27
meq / 100 g Na ⁺	36,63

Tabla IX. Resultados de la evaluación de elementos nocivos para las zeolitas de "Tasajeras" tipo tecnológico II.

ROCA	% F	Hg (g/ton)	Pb (g/ ton)	As (g/ ton)	Cd (g/ ton)
Tasajeras	< 0.02	< 0.5	< 10	< 15,6	< 12,5

Se comprueba que la composición química de las zeolitas es típica para estas rocas, y corresponden a rocas eminentemente cálcicas, dada su alta CIC para este elemento. Los resultados de la evaluación de elementos nocivos cumplen también las especificaciones que exige la Norma Ramal Cubana 1133 /1991.

La utilidad agronómica de la zeolita a partir de los resultados que se obtienen y teniendo en cuenta las experiencias del país durante su aplicación en diferentes suelos y cultivos se manifiesta por su buena CIC, baja toxicidad y alta mineralización zeolítica de la roca. Cabrera Toledo *et al.* 1998 en un estudio de aplicación de agromenas en suelos del centro del país, plantea que el empleo de zeolitas aumenta significativamente los indicadores físico- químicos y mecánicos de los suelos: mejora el pH, calcio intercambiable y el aporte de nitrógeno si se utiliza en su forma amónica, se incrementa además el régimen hídrico de los suelos pues lo humedece en profundidad y aumenta su capilaridad, restablece el estado físico-estructural del suelo y el contenido de agregados estables al agua, el factor de estructura, la permeabilidad y límite inferior de plasticidad, además facilita los mecanismos de intercambio de cationes, lo que se favorece cuando el medio es rico en materia orgánica.

CARACTERIZACIÓN DE LAS FUENTES ÓRGANO-MINERALES.

Humus de lombriz y turba.

En la tabla X se presentan los resultados de la caracterización química del humus de lombriz que se utilizó en la preparación de las nueve formulaciones ECOFERT, en la que se aprecian valores de interés en cuanto a materia orgánica, humedad y potencial de Hidrógeno (pH) muy cercano a la neutralidad, y que constituyen parámetros de gran significación agronómica para su utilización en suelos. Por otra parte, se constata además que la relación C/N es menor de 25, la cual debe cumplirse siempre para el uso agrícola de las fuentes órgano-minerales. Además se observan contenidos aceptables de macro y micro-nutrientes: nitrógeno, fósforo, calcio, magnesio, manganeso y zinc entre otros.

Tabla X. Caracterización química del humus de lombriz empleado en las formulaciones ECOFERT.

PARÁMETRO QUÍMICO-FÍSICO	VALOR
--------------------------	-------



Conductividad eléctrica (mohms /cm²)	1,05
pH	6,9
%Humedad	47,90
%Materia Orgánica	47,13
%Nitrógeno	1,60
%Fósforo	1,12
%Potasio	0,12
%Sodio	0,069
%Calcio	5,33
%Magnesio	1,50
Cloruros (ppm)	1369
Sodio soluble (ppm)	99
Hierro (ppm)	13,33
Manganeso (ppm)	77,81
Cobre (ppm)	53,40
Zinc (ppm)	126,4
C / N	15,8

Con relación a la turba (tabla XI) se observa que el tenor de materia orgánica y humedad es más bajo respecto al del humus de lombriz, viceversa de los contenidos de nutrientes NPK, por lo que puede decirse que ambas fuentes se complementan y su utilización agrícola estará determinada en función de las necesidades nutrimentales suelo/ cultivo.

Tabla XI. Contenido de nutrientes y potencial de Hidrógeno (pH) de la turba de San Luis (Pinar del Río).

Material	pH	M.Org (%)	N (%)	P (%)	K (%)	Ca (%)	Humedad (%)
Turba	7,03	40	4,20	1,87	1,13	2,4	35

COMPOSICIÓN MINERALÓGICA DE FERTILIZANTES ECOLÓGICOS.

En las figuras 4 y 5 se muestran los difractogramas de polvos de DRX para las nueve variantes de fertilizantes preparadas. Las fases zeolíticas se detectan por los máximos fundamentales d: 9,02; 7,92; 3,96 y 3,47 Å y su presencia se hace notoria en las formulaciones: F3-1; F2-1 y F-4 (15% turba). Por otra parte se observa en todos los difractogramas presencia de la arcilla montmorillonítica por su reflejo d =15,1 Å. Es de señalar la presencia de la fase calcita cuyos máximos de mayor intensidad se aprecian en los difractogramas con d =3,03; 2,50 y 2,29 Å. Se detectan además las reflexiones que señalan presencia de sulfato de calcio dihidratado (yeso) presente en los portadores de materia orgánica (turba), distinguible por sus máximos: 7,60; 4,28; 3,77; 3,05 y 2,88 Å.

Es de señalar que en todos los difractogramas se aprecia una deriva (elevación del fondo) en el intervalo angular entre 20-30° debido al aporte de materia orgánica, un componente fundamental en las formulaciones de eco-fertilizantes y su presencia es notable en las formulaciones F3-1; F1-3; F2-2; F1-2; F2-1 y F1-1. De este modo se comprueba que las formulaciones preparadas contienen proporciones adecuadas de minerales según lo planeado en el modelo experimental que se diseñó (Febles *et al*, 2004).

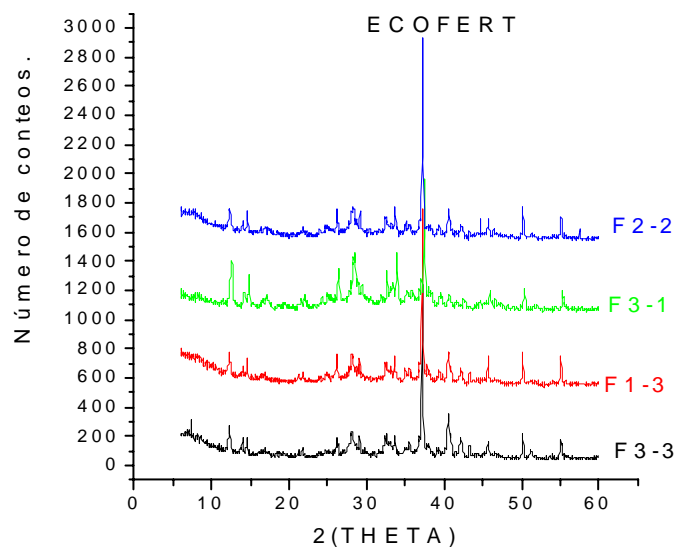


Figura 4. Difractogramas de las mezclas de fertilizantes ecológicos.

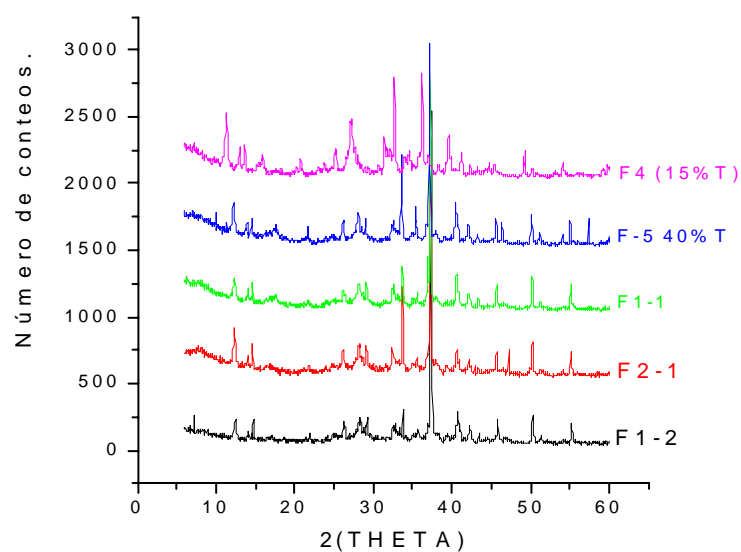


Figura 5. Difractogramas de mezclas de fertilizantes ecológicos.

EVALUACIÓN AGROQUÍMICA DE LAS FORMULACIONES.

En la tabla XII se muestra la evaluación agroquímica de las formulaciones preparadas con diferentes relaciones internutrientes N, P y K, las cuales son apropiadas para la aplicación de los eco-fertilizantes.



Tabla XII. Evaluación agroquímica de las variantes preparadas de fertilizantes ecológicos.

Fórmula	pH	N total (%)	Humedad (%)	P ₂ O ₅ asimilable (%)	K ₂ O (%)	Relaciones internutrientes
F1-1	7,2	1,85	28,3	2,15	1,36	1,3-1,5-1
F1-2	7,1	1,31	30,1	1,29	0,61	2-2-1
F1-3	7,2	1,86	28,4	0,32	2,50	5,8-1-7,8
F2-1	7,4	2,21	29,5	1,03	0,96	2,3-1-1
F2-2	7,3	1,29	30,4	1,33	0,85	1,5-1-6,1
F3-1	7,2	1,75	28,7	1,17	1,46	1,5-1-1,2
F3-3	7,3	1,24	28,4	1,22	1,48	1-1-1,2
F-4	7,4	1,88	29,8	2,05	0,38	4,9-5,4-1
F-5	7,5	1,92	29,6	1,38	0,22	8,7-6,3-1

CARACTERIZACIÓN AGROQUÍMICA DE LOS SUELOS PROPUESTOS PARA APLICACIÓN DE LOS ECOFERT.

En la tabla XIII se presentan los resultados de la caracterización agroquímica de los suelos y el lugar de origen en las empresas de cultivos varios de provincia Habana que se proponen para la aplicación de fertilizantes ecológicos. En la misma se destacan los bajos contenidos de materia orgánica con diferentes niveles de nutrientes PK:1,2 y 3 (altos, medios, bajos) en los suelos, demostrándose la necesidad del empleo de fertilizantes personalizados para el mejoramiento de sus indicadores nutrimentales.

Tabla XIII. Caracterización agroquímica de los suelos propuestos para la aplicación de los ECOFERT.

LOCALIZACIÓN DEL SUELO	Categoría	pH H ₂ O	% Materia Orgánica	P ₂ O ₅ mg /100g	K ₂ O mg /100g
Bainoa	PIK1	6,9	2,82	7,2	10
CPA Niceto Pérez	PIK2	6,7	2,04	8,95	18,52
CPA Niceto Pérez	P1K3	6,8	2,57	6,89	69
CPA Niceto Pérez	P2K1	7,2	2,68	15,94	12,32
ECV G. Melena (Acueducto 1)	P2K2	7,0	2,34	26,31	17
ECV G. Melena (La Carmita)	P2k3	6,8	2,06	18,78	32,5
ECV G. Melena (Realengo Julio 2)	P3K1	6,9	2,79	31,86	10,5
ECV G. Melena (Finca Serafín)	P3K2	7,2	2,37	57,14	16,5
ECV G. Melena (F6C1)	P3K3	7,1	2,08	140,11	37,5

Los resultados de la evaluación agronómica a escala controlada realizados por Febles et al (2004) para las nueve formulaciones ECOFERT mediante la utilización de un diseño de bloques aleatorio con tres repeticiones, demostraron que las mejores respuestas se obtuvieron para las variantes: F3-3, F1-1 y F1-2, al no existir variaciones significativas respecto al testigo que emplea el fertilizante completo NPK.

CONCLUSIONES

- Mediante el empleo combinado de técnicas instrumentales alternativas de análisis de fases y métodos físico-químicos, se caracterizaron muestras tecnológicas representativas tipo II y III de agromenas cubanas y fuentes órgano-minerales (turba, humus de lombriz) de la región occidental y central del país: zeolitas, bentonitas y rocas fosfóricas correspondientes a los yacimientos "Tasajeras", "Managua" y "Trinidad de Guedes" respectivamente, demostrándose sus potencialidades para la elaboración de fertilizantes ecológicos, dado el aporte de nutrientes al ecosistema suelo-planta y baja toxicidad de las rocas.



- 2- La evaluación preliminar de los productos eco-fertilizantes mostraron mejor respuesta agronómica en condiciones controladas para las formulaciones F3-3, F1-1 y F1-2 comparables a la fertilización química completa NPK.

BIBLIOGRAFÍA.

- Acevedo E, Leedekerken W. J. 1999. Cuban Export Development for bentonite, CIMTEC, April, Cuba.
- Alonso J. A. 1985. Caracterización de la bentonita del yacimiento "Managua". IV Conferencia Científica de Ciencias Naturales, Facultad de Química, Universidad de La Habana, Cuba.
- Alonso J. A, Vega N y otros. 1993. Análisis termogravimétrico cuantitativo de montmorillonita y zeolita total en rocas zeolíticas. Resúmenes del evento Quimindustria, Centro de Investigaciones Químicas, Palacio de las Convenciones, Ciudad de La Habana, Cuba.
- Alonso J. A. 2002. Caracterización y determinaciones cristalográficas en rocas fosfóricas del yacimiento "Trinidad de Guedes", Tesis de Maestría, Facultad de Química, Universidad de La Habana, Cuba.
- Balmaseda J, Toledo D, Gómez A, Portilla C. 1998. V Forum de Análisis de Rocas y Minerales, LACEMI, Escuela de Cuadros, MINBAS, Ciudad de La Habana, Cuba.
- Bragin Y. 1994. International Geological Correlation Programme (IGCP-325), Paleogeography of phosphorites and authigenic minerals (UNESCO), The Pamphlet, (4), 27-28.
- Brown G. 1961. X-ray Identification and Crystal Structures of Clay Minerals, Mineralogical Society, 2nd Edition, London, 544 pag.
- Cabrera Toledo M, Cairo P, Machado J, Agramonte D, Cubrias J. L. 1998. Correlación geológico-edafológica y generalización de la aplicación de los recursos agrogeológicos en la parte norte de Cuba Central, Memorias del III Congreso Cubano de Geología y Minería, 86-88, Palacio de las Convenciones, Ciudad de La Habana, Cuba.
- Febles J. A, Velázquez M, Alonso J. A y otros. 2004. Tecnología para la elaboración de fertilizantes ecológicos y su efectividad en producciones a pequeñas escalas. Informe de etapa Proyecto CITMA de Nuevos Materiales, Código 991800010, CIPIMM, Cuba.
- Garvey R. 1986. LSUCRI PC Unit Cell Refinement with Indexing for the Personal Computer. Powder Diffraction, (1), 114-116.
- González C. R. 1982. Carácter del isomorfismo de los apatitos del yacimiento "La Pimienta", Serie Geológica, Centro de Investigaciones Geológicas, MINBAS, Cuba, (5), 6-13.
- Le Geros R.Z 1990. Phosphate in Oral Biology and Medicine (Monograph), Howard M. Myers (ed.), 15, 200 pag.
- McClellan G. H. 1972. Evaluation des phosphates naturels pour l' application directe. Comité Agronomique de L' Hyperphosphate, Missillac (Loire Atlantique), France, 12-14.
- Ming-Lai T, Eberl D. 1986. Controlled and renewable release of phosphorous in soils from mixtures of phosphate rock and NH_4^+ - exchanged clinoptilolite. Zeolites 6, 129-132.
- Nemecz E. 1981. Clay Minerals, Edit. Akadémiai Kiadó, Budapest, 538 pag.
- Norma Ramal Cubana Industria Básica 1133, 1991. Determinación de elementos nocivos en zeolitas naturales cubanas.
- Perdikatsis B 1990. X-ray Powder Diffraction study of francolites by the Rietveld method. Materials Science Forum, 79-82, 809-814.
- Prévôt L 1990. Geochemistry, Petrography, Genesis of Cretaceous–Eocene Phosphorites. The Ganntour Deposit (Morocco): a type example". Memories de la Société Géologique de France, (158), 232 pag.
- Romero J.C, Velázquez M, Valdés A, Marzán A, y otros 1988. Estudio de la solubilidad del fósforo en mezclas de rocas fosfóricas con zeolitas naturales modificadas a sus formas NH_4^+ e H^+ , Informe de Investigación, Departamento de Información Científico-Técnica, CIPIMM.
- Vega N, 1990. Análisis cuantitativo por DRX de clinoptilolita-heulandita y mordenita en zeolitas naturales. Informe final científico-técnico, Archivo LACEMI, UGM, MINBAS, Cuba.
- Velázquez M y otros 2002. Tecnología para la elaboración de fertilizantes Zeofert-P, Informe final de Proyecto MINBAS, CIPIMM.
- Zerquera J.T, Prendes M, Pérez D, Martínez N 1995. Estimación del impacto radiológico del uso de fertilizantes fosfatados en el cultivo de cítricos, Informe Técnico final, ICT CPHR.



PRODUCCIÓN DE LOSAS DE ROCAS ZEOLITIZADAS DEL YACIMIENTO PALMARITO DE CAUTO.

M. Sc. Ing. Juan V. Rams Veranes⁽¹⁾, **Ing. Rolando Rizo Beira**⁽²⁾

(1) Centro Técnico para el Desarrollo de los Materiales de la Construcción. (CTDMC). Filial Santiago de Cuba. Calle 7 Esquina M. Terrazas Vista Alegre. Teléfono 053 (22) 643484. Email: david@matstgo.co.cu. (2) Empresa Geominera de Oriente. Carretera de Siboney, Alturas de San Juan Km. 2½. CP 90800, Santiago de Cuba, Teléfono 053 (22) 642679 Fax: 053 (22) 686130.

Debido a la necesidad de contar con losas de material natural, como son las que se confeccionan con las de piedras de Jaimanitas, y al no disponer con este material en nuestro territorio, el Comité de Calidad de la Dirección de la Empresa se propuso realizar una investigación para localizar un material con propiedades similares a la Jaimanitas.

Las rocas zeolitizadas del yacimiento Palmarito de Cauto se emplean para la fabricación de Cementos Puzolámicos y Romanos. Dichas rocas presentan diferentes características fisicoquímicas por lo que no todas ellas sirven para estos fines, esto conlleva a que se tenga que realizar una explotación selectiva, desechándose un material que puede ser utilizado en otros usos.

En el presente trabajo se realiza una clasificación de los Tipos Naturales de Mena (TNM) de acuerdo a las características de las mismas y de acuerdo con ello se amplía el campo de utilización de las rocas zeolitizadas, se laborearía más racionalmente el yacimiento y a la vez que se incrementaría el valor.



IMPREGNACIÓN DE ZEOLITAS NATURALES CON NUTRIENTES INORGÁNICOS PARA ALIMENTACIÓN ANIMAL.

Esteban Alfonso Olmo⁽¹⁾, M^a de Fátima Bugallo Davis⁽¹⁾, Dulce M^a Camps Iglesias⁽²⁾, Belkis Villavicencio Rodríguez⁽¹⁾, Gisela de la Rosa Fabrè⁽²⁾ y Alida León Simón⁽¹⁾

(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica, Carretera Varona Km 11/2 Finca La Luisa, Capdevila, Boyeros, Ciudad de La Habana, Cuba. E- mail: cipimm@ip.minbas.cu.

(2) Instituto de Investigaciones Avícolas, Cacahual, Santiago de Las Vegas, Ciudad de La Habana, Cuba.

RESUMEN

Es conocido el uso de zeolita en la dieta animal con fines de mejorar el aprovechamiento de los distintos nutrientes suministrados para lograr índices superiores relacionados por ej. con el aumento de peso, disminución de enfermedades en distintas especies (aves, cerdos, vacas, toros entre otros)

Se desarrolló un procedimiento a nivel de laboratorio, para la preparación de un producto de base zeolita impregnado con nutrientes (fosforita y sales de Co, Cu, Mn, Zn) para la alimentación animal (ZEONUT).

Se comprobó la solubilización del fósforo de la fosforita de baja ley del Yacimiento Trinidad de Guedes en mezclas con zeolitas modificadas y diferentes granulometrías, lográndose los mejores resultados con zeolitas en forma ácida, granulometrías – 0.15 mm y micronizadas, con valores desde 29 hasta 75 % de solubilización.

La variante de preparación del producto ZEONUT en una operación por mezcla conjunta de todos sus ingredientes resultó ser la más amplia con relación a su implementación.

Se comprobó la alta biodisponibilidad de todos los nutrientes impregnados en la zeolita en pruebas con aves realizadas por el Instituto de Investigaciones Avícolas

ABSTRACT

Developed a procedure for the preparation of a zeolite base product impregnated with nutrients (phosphorites minerals and Co, Cu, Mn, salts) usable in animal feeding.

It was proved that low grades phosphorites from Trinidad de Guedes deposit, when mixed with modified acid form zeolites, phosphorous compound solubility increases.

Best solubility results were obtained using –0.15mm. and micronized mineral particles with values ranging from 29 to 75%.

The easiest way of preparing the ZEONUT product resulted when mixing all the ingredients together in one operation step.

High biodisposition of impregnated nutrients on zeolites was certified by the Aviculture Research Institute



INTRODUCCIÓN

Es conocida la utilización de sales y compuestos de minerales con contenidos de cinc, hierro, manganeso, cobalto y cobre entre los de más demanda para la alimentación animal denominados micronutrientes.

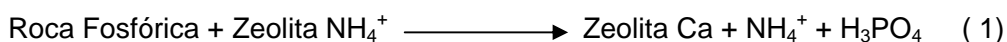
Ningún elemento es totalmente adsorbido y utilizado durante el ciclo metabólico y digestivo de un animal. Pero para que el animal tenga un valor nutritivo debe presentarse en una forma fácil de ser digerida, adsorbida y transportada a la parte del cuerpo donde este debe utilizarse. Es esta la porción del mineral que está biológicamente disponible. La disponibilidad biológica de una fuente mineral puede ser medida, evaluada y clasificada de acuerdo a su efectividad.

La proporción de fósforo en la materia viva es relativamente pequeña, el papel que desempeña es vital. Es componente de los ácidos nucleicos como el ADN, muchas sustancias intermedias en la fotosíntesis y en la respiración celular están combinadas con el fósforo, y los átomos de fósforo proporcionan la base para la formación de los enlaces de alto contenido de energía del ATP, se encuentran también en los huesos y los dientes de animales, incluyendo al ser humano. Por tanto se requieren niveles adecuados de fósforo en la dieta animal para un crecimiento rápido y eficiente, óptimo desempeño reproductor y desarrollo óseo adecuado. Ciclo fósforo Lenntech, 2003.

El valor promedio de requerimientos de los microelementos en las distintas especies de animales en las diferentes categorías oscila desde 5 hasta 150 mg por día por animal.

La roca fosfórica pueden ser aplicadas directamente en los suelos y en la alimentación animal, pero su efectividad está limitada por su baja solubilidad. Esta solubilidad se incrementa en los fertilizantes por acidulación.

El sistema propuesto por Tung-Ming Lai en 1986, está basado en el principio por el cual los intercambiadores pueden secuestrar iones liberados por la disolución de un mineral. Los autores han propuesto una reacción simplificada para el sistema:



Aquí la zeolita amónica actúa como un depresor para el calcio durante el intercambio, por tanto libera amonio bajando la actividad del calcio y solubilizando la roca fosfórica, lógicamente las reacciones que ocurren en el proceso de la mezcla son mucho más complejas ya que dependerán en gran medida de varios factores como la selectividad de las zeolitas, la composición mineralógica de los componentes de la mezcla, etc.

Para el caso de la zeolita en su forma ácida la solubilización del fósforo debe ser más intensa por la presencia de los iones hidrógeno los cuales atacan a los carbonatos liberando CO_2 e H^+ .

La presencia de estos cationes de H^+ explicarían en parte la disolución del fósforo contenido en el fosfato tricálcico. Nekrasov, 1962.

Aprovechando las cualidades de impregnación de las zeolitas naturales sobre la base de sus propiedades de intercambio iónico y de adsorción y de su comprobado uso como promotor de los procesos nutritivos es que se promueve su empleo como soporte en el suministro de micronutrientes a los animales de forma más racional y homogénea.



Con relación al fósforo, las reservas actuales de fosforitas como fuente de fósforo de relativa importancia en nuestro país están constituidas en su mayor parte por calizas y fluorcarbonato apatita con bajos contenidos de P_2O_5 (5 – 15 %) y altos contenidos de CaO (30 – 50 %) que las hace económicamente no utilizables en la producción de fosfato dicálcico para la alimentación animal. Alfonso E. 2001

Las características de calidad reguladas para estos minerales, según Peter W. Harben, 1999 y White J.C. 1975, establecen que el factor más crítico es la relación CaO / P_2O_5 que debe ser de 1,3 a 1,6 para contenido de P_2O_5 de hasta 42 % lo cual no cumplen nuestros minerales.

Los procedimientos desarrollados por Romero J. C. en 1988 con zeolitas naturales del yacimiento Tasajeras demostraron la posibilidad de la conversión de gran parte del fósforo en calizas fosfatizadas con relaciones de calcio y fósforo superiores a 1,6 en fósforo asimilable en presencia de zeolita en forma amonio o ácida.

Los objetivos planteados en este trabajo consisten en el desarrollo de un procedimiento para la preparación de un producto de base zeolita impregnado con nutrientes (fosforita y sales de minerales) para alimentación animal mediante el proceso de embebido de la sal para lograr la oclusión de sales en las cavidades zeolíticas, además del intercambio iónico clásico según lo reporta G. Giannetto en 2000 y su comprobación posterior en la asimilación por los animales en pruebas de biodigestibilidad.

MATERIALES Y MÉTODOS

Para la realización de los trabajos fueron utilizadas muestras representativas de zeolitas del yacimiento Tasajeras preparadas con granulometrías de 0,8 + 0,15 mm, - 0,15 mm y micronizadas.

En la Tabla I se muestra la composición química y de fases de la muestra utilizada:

TABLA I.- COMPOSICIÓN QUÍMICA Y DE FASES

Zeolita	SiO ₂ %	Al ₂ O ₃ %	Fe ₂ O ₃ %	CaO* %	MgO* %	Na ₂ O* %	K ₂ O* %	MOR	CLI
Tasajeras	66.7	12.5	1.9	2.9	0.07	2.2	1.0	31	41

(*) Elemento canjeables (MOR) Mordenita (CLI) Clinoptilolita

Muestra representativa de fosforita del yacimiento Trinidad de Guedes (Tipo III) preparada con granulometría de - 0.8 + 0.15 mm, - 0.15 y micronizada.

Composición química de la roca fosfórica.

P_2O_5 = 14 %
CaO = 46.24 %
 Al_2O_3 = 3.19 %
 Fe_2O_3 = 2.09 %
 SiO_2 = 7.95 %
F = 0.89 %



P.P.I. = 24.38 %

A) Preparación de zeolitas cargadas con metales.

Se prepararon soluciones sulfatadas de cinc, manganeso, cobalto y cobre en concentraciones de 10 g/L de cada metal y cada solución se contactó con zeolita del yacimiento Tasajeras molidas a $-0.8 + 0.15$ mm en relaciones de volúmenes de solución/zeolita de 1.0 en sistema estático durante 96 horas.

Transcurrido este tiempo las soluciones de contacto se separaban por decantación y nuevas porciones de las soluciones de metales fueron añadidas y contactadas durante el mismo tiempo. Finalmente las zeolitas fueron lavadas con agua y secadas por oreo. Alfonso, 1991

B) Solubilización del fósforo de rocas fosfóricas contactadas con zeolitas.

En la realización de esta pruebas se utilizó zeolita Tasajera molida a $-0.8 + 0.15$ mm y $- 0.15$ mm preparadas en sus formas ácidas y amoniacal con el empleo de soluciones de H_2SO_4 0.5 N y $(NH_4)_2SO_4$ 22 g/L.

Para la preparación de las zeolitas en estas formas se procedió a contactar 5 volúmenes de cada solución por volumen de zeolita durante 72 horas, después de separadas las soluciones de contacto las zeolitas fueron lavadas con agua 3 veces con la misma relación solución / zeolita y finalmente secada por oreo.

Para determinar el grado de solubilización del fósforo (P_2O_5 asimilable) con zeolitas naturales modificadas se prepararon mezclas de ambos materiales en distintas granulometrías y las formas modificadas de zeolita (H^+ y NH_4^+) con relaciones zeolita / fosforita de 5 y 2.5, determinándose la influencia del tiempo de contacto en la conversión del fósforo a fósforo soluble una vez humedecidas con agua las mezclas.

C) Impregnación conjunta de microelementos y roca fosfórica en la zeolita de granulometría - $0.8 + 0.15$ mm.

Con vistas a buscar otras vías más simples en el proceso de preparación de los productos impregnados se organizaron pruebas con distintas formulaciones y la incorporación conjunta de las sales de minerales.

Prueba 1: Una muestra de 100 g de zeolita natural se puso en contacto con 50 ml de una disolución de ácido sulfúrico conteniendo 3 g del ácido y cantidades adecuadas de cada uno de los microelementos para obtener una concentración de alrededor de 1 % de cada metal en el producto terminado. Se mezcló bien y se dejó secar a temperatura ambiente. Una vez seco se mezcla con roca fosfórica de la misma granulometría que la zeolita en una relación 5/1 y se humedece con una cantidad adecuada de agua destilada.

Prueba 2: Una muestra de 100 g de zeolita natural preparada previamente a su forma ácida se mezcló con una muestra de roca fosfórica de igual granulometría en una relación 5/1 y se mezcló con una solución acuosa que tenía disueltos los microelementos en cantidades tales para obtener una concentración de alrededor de 1 % de cada metal en el producto terminado.



Prueba 3: Una muestra de 100 g de la mezcla de ZH^+ y Roca Fosfórica que estuvieron previamente en contacto durante 72 horas se humedeció con una solución acuosa de los microelementos en cantidades tales para obtener una concentración de alrededor de 1 % de cada metal en el producto terminado.

Prueba 4: Una muestra de 100 g de la mezcla de ZH^+ y Roca Fosfórica que estuvieron previamente en contacto durante 72 horas se humedeció con una disolución de ácido sulfúrico conteniendo 3 g del ácido y cantidades adecuadas de cada uno de los microelementos para obtener una concentración de cada metal en el producto terminado.

Prueba 5: Una muestra de 100 g de zeolita natural se mezcló con una muestra de Roca Fosfórica de igual granulometría en una relación 5/1 y se le adicionó una disolución de ácido sulfúrico conteniendo 3 g del ácido y cantidades adecuadas de cada uno de los microelementos para obtener una concentración de cada metal en el producto terminado.

C) Formulaciones con materiales más finos

Con el objetivo de encontrarle un valor de uso al material fino que se produce en las plantas de molienda y clasificación de zeolitas, existentes en el país, y que constituye un residual, se decide realizar pruebas preliminares de nuevas formulaciones de ZEONUT.

La nueva formulación consistía en mezclar zeolita, fosforita y bentonita, esta última empleada como agente aglutinante además de sus propiedades nutricionales, y después adicionarle solución de Ácido Sulfúrico en cantidades tales de manera de obtener una masa uniforme y de consistencia adecuada para su procesamiento por máquinas extrusadoras.

Después de extrusadas, las muestras se secaban por oreo y se procedía a su caracterización química.

Pruebas de disponibilidad

Estas pruebas tuvieron como objetivo determinar la disponibilidad de los minerales presentes en las muestras de zeolitas para su evaluación ya no sólo como aditivo sino como fuente de minerales en la dieta animal.

En nutrición el término disponibilidad se refiere a la desaparición de un nutriente del tubo gastrointestinal, en otras palabras, es la diferencia entre la cantidad del nutriente consumido y la cantidad excretada en las heces.

Para las pruebas se utilizaron un total de 20 gallos White Leghorn, de 27 semanas de edad distribuidos en 4 tratamientos con 5 gallos cada uno. Cada prueba fue realizada por duplicado.

La prueba consistió en vaciar el tubo digestivo del ave por un ayuno de 48 horas, después una alimentación forzada durante 3 días y al finalizar vaciar de nuevo el tracto digestivo por un ayuno de 48 horas.

En el período de alimentación el método consistió en introducir por embuche una cantidad de alimento que se desea probar de manera obligatoria o forzada, de esta forma se evita las inexactitudes debidas al malgasto de alimento. En este caso se le suministró 30 g de la muestra diariamente.



Las heces fueron recogidas desde que comenzó la alimentación hasta que concluyó el periodo de ayuno final. A las heces se les eliminó toda contaminación ya fuera de pluma como de cualquier material extraño. Luego fueron pesadas, homogeneizadas y puestas a secar en la estufa a 105 °C, maceradas y procesadas para realizar las determinaciones de los minerales.

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

De acuerdo a las pruebas realizadas (inciso B) se observa en las Tablas II y III que los mejores resultados en la conversión de fósforo a fósforo soluble en las relaciones de mezclas estudiadas se obtienen con relación zeolita/roca fosfórica igual a 5 con la granulometría más fina (- 0.15 mm) y forma ácida de la zeolita.

El tiempo de contacto influye más para mezclas finas, lográndose los mejores índices de conversión en comparación con las fracción más gruesa (- 0.8 + 0.15 mm).

Los índices de conversión obtenidos para una relación Z/RF = 5 con tiempos de contacto de 12 a 15 días para ambas granulometrías (- 0.8 + 0.15 mm) y (- 0.15 mm) fueron de 30.00 y 29.28 % y 38.91 y 40.69 % respectivamente para zeolitas en forma ácida.

En la Tabla IV donde se muestran los resultados obtenidos del procedimiento de impregnación conjunta se puede observar la baja solubilidad relativa del fósforo en las formulaciones estudiadas, con respecto a la solubilidad del fósforo cuando se puso en contacto directo la zeolita con la roca fosfórica, excepto en la prueba 5 donde el grado de solubilización alcanzado fue del 35 % después de una semana de contacto, superior al alcanzado en 15 días por el procedimiento empleado en las pruebas anteriores lo que permite obtener mejor índice de solubilización en menor tiempo de contacto y con un menor número de operaciones.

En esta prueba el valor máximo de solubilización del fósforo alcanzado se debe posiblemente a una mejor interacción selectiva del ácido sulfúrico con la roca fosfórica en presencia de la fase zeolítica.

Los bajos índices de solubilización del fósforo en las pruebas restantes puede ser debido a que las operaciones de adición de los diferentes componentes se realizaban siempre con la adición de la roca fosfórica en las últimas operaciones, siendo la interacción ácido-Roca Fosfórica a través de la zeolita añadida.

Todos estos criterios se corroboran por trabajos anteriores realizados por otros autores donde se establece que Roca Fosfórica con relación $\text{CaO}/\text{P}_2\text{O}_5$ mayores de 1.6 y bajas leyes de fósforos no son procesables desde el punto de vista técnico económico por la tecnología convencional de digestión en ácido sulfúrico debido al gran consumo de ácido por la caliza presente en estos minerales.

Sin embargo Romero J.C. Velázquez M., en 1988 demostraron la factibilidad de aprovechar menas de fosforita con alto contenido de calcio utilizando la presencia de zeolita en el proceso de solubilización con tiempos de contacto prolongado.

Aplicando la metodología de la prueba 5 de impregnación conjunta pero con materiales más finos (Tabla V) aumenta la solubilización del fósforo a medida que aumenta la relación $\text{H}_2\text{SO}_4/\text{P}_2\text{O}_5$ lográndose hasta un 75 % de solubilización de fósforo.



Esta variante además tiene la ventaja que se aprovecha el residual de la planta de Tasajeras siendo necesario el uso de un aglutinante como la bentonita (10 % en la mezcla) para garantizar la consistencia del producto obtenido (extrusado) aumentando indudablemente los costos de operación.

De los estudios de biodisponibilidad realizados por el Instituto de Investigaciones Avícolas a las muestras de zeolitas impregnadas con metales y de zeolitas impregnadas con roca fosfórica y metales (Tablas VI y VII) se observa que en ambos casos el % de digestibilidad es alto para todos los metales.

CONCLUSIONES

- 1.- La variante de preparación del producto ZEONUT en una operación por mezcla conjunta de todos sus ingredientes resultó ser la más simple con relación a su implementación.
- 2.- Se comprobó la eficiencia de solubilización del fósforo en más de un 70 % utilizando materiales más finos (polvo de ciclón de la planta de zeolita)
- 3.- Se comprobó la alta biodisponibilidad de los nutrientes impregnados en la zeolita.

BIBLIOGRAFÍA

- Alfonso E., 2001. Evaluación de otras fuentes para recuperar minerales de agromen as fuentes de fósforo. CIPIMM.
- Alfonso E.; C.Camporredondo, 1991. Sorción de microelementos en zeolitas. Memorias Minemetal.
- Ciclo fósforo Lenntech. Disponible en Internet.
<http://www.lenntech.com/español/ciclo-fósforo.htm> [citado 27 de noviembre 2003] [en línea]
- Giannetto G., A. Montes, G. Rodríguez Fuentes, 2000. Zeolitas, Características, Propiedades y Aplicaciones Industriales, Caracas, Venezuela. Editorial Innovación Tecnológica, UCV.
- Harben P. W. : 1999. The industrial Minerals Handbook 3^{er}. Edition London.
- Nekrasov, B.B. 1962. Curso de Química General . Gosjimizdat. Moscú.
- Romero J.C, M Velázquez. 1988. Estudio de la solubilidad del fósforo en mezclas de rocas fosfóricas con zeolitas naturales modificadas a sus formas NH_4^+ y H^+ . CIPIMM
- Tung-Ming L., D. E. Denno s. 1986: Controlled and renewable release of phosphorous in soil from mixture of phosphate rocks and NH_4^- exchanged clinoptilolite. Zeolites, Vol. 6 March p. 129-132.
- White J.C. A.J. Fergus. 1975. Phosphoric acid by direct sulphuric acid digestion of Florida Land Pebble Matriz. Washington, U.S. Bureau of Mines.



TABLA II: EFECTO DE LAS ZEOLITAS MODIFICADAS EN LA CONVERSIÓN DEL FÓSFORO, CONTENIDO EN LA FOSFORITA DEL YACIMIENTO TRINIDAD DE GUEDES, EN FÓSFORO SOLUBLE.

RELACIÓN ZEOLITA/ FOSFORITA = 5 P_2O_5 EN LA MEZCLA = 2.8 % P_2O_5 SOLUBLE < 0.1 %

- 0.8 + 0.15 mm						- 0.15 mm				
Tiempo (días)	Forma ácida		Forma amoniacal			Forma ácida		Forma amoniacal		
	P_2O_5 (a)	P_2O_5 (b)	P_2O_5 (a)	P_2O_5 (b)	NH_4^+	P_2O_5 (a)	P_2O_5 (b)	P_2O_5 (a)	P_2O_5 (b)	NH_4^+
3	0.31	11.07	0.10	3.57	-	1.25	5.71	0.12	4.28	1.61
6	0.58	20.71	0.10	3.90	1.61	0.45	16.06	0.10	3.57	1.61
9	0.71	25.35	0.12	4.29	1.65	0.80	28.56	0.13	4.50	1.59
12	0.84	30.00	0.20	7.14	1.71	1.09	38.91	0.16	5.71	1.63
15	0.82	29.28	0.17	6.07	1.61	1.14	40.69	0.16	5.71	1.49

(a) % P_2O_5 soluble en la mezcla

(b) % P_2O_5 soluble del contenido de P_2O_5 en la mezcla

TABLA III: EFECTO DE LAS ZEOLITAS MODIFICADAS EN LA CONVERSIÓN DEL FÓSFORO, CONTENIDO EN LA FOSFORITA DEL YACIMIENTO TRINIDAD DE GUEDES, EN FÓSFORO SOLUBLE.

RELACIÓN ZEOLITA/ FOSFORITA = 2.5 P_2O_5 EN LA MEZCLA = 5.6 % P_2O_5 SOLUBLE < 0.1 %

- 0.8 + 0.15 mm						- 0.15 mm				
Tiempo (días)	Forma ácida		Forma amoniacal			Forma ácida		Forma amoniacal		
	P_2O_5 (a)	P_2O_5 (b)	P_2O_5 (a)	P_2O_5 (b)	NH_4^+	P_2O_5 (a)	P_2O_5 (b)	P_2O_5 (a)	P_2O_5 (b)	NH_4^+
3	0.10	1.78	0.10	1.78	1.33	0.10	1.78	0.10	1.78	1.35
6	0.52	9.28	0.12	1.75	1.60	0.52	-	0.10	1.78	1.43
9	0.49	8.75	0.10	1.78	1.58	0.49	8.50	0.14	1.90	1.40
12	0.50	9.10	0.17	3.03	1.59	0.55	9.82	0.16	2.86	1.42
15	0.51	9.10	0.16	2.86	1.51	0.62	11.06	0.18	3.23	1.27

(a) % P_2O_5 soluble en la mezcla

(b) % P_2O_5 soluble del contenido de P_2O_5 en la mezcla

TABLA IV: RESULTADOS DE LA IMPREGNACIÓN CONJUNTA DE MICROELEMENTOS Y ROCA FOSFÓRICA EN LA ZEOLITA SOBRE LA CONVERSIÓN DEL FÓSFORO.

No de Prueba	P_2O_5 Total (%)	P_2O_5 Soluble (%)	Solubilidad del fósforo (%)	Zn (%)	Co (%)	Mn (%)	Cu (%)
1	2.17	0.1	4.6	0.66	0.66	0.73	0.60
2	2.20	0.13	5.9	0.74	0.85	1.29	0.68
3	2.81	0.27	9.6	0.66	0.79	0.80	0.80
4	2.80	0.30	10.7	0.74	0.80	0.86	0.59
5	3.71	1.31	35.3	0.98	1.07	1.14	0.90





TABLA V: RESULTADOS DE LAS FORMULACIONES CON MATERIALES MÁS FINOS.

Variantes	Zeolita Tasajeras (polvo de ciclón)	Fosforita Trinidad de Guedes (Tipo III -150 mesh) (%)	Bentonita (polvo)	Ácido Sulfúrico (%)	Relación H_2SO_4/P_2O_5	Solubilidad del fósforo (%)
1	50.00	40.00	10	5.8	0.80	53.79
2	50.00	30.00	20	3.9	0.93	62.26
3	61.40	28.56	10	3.1	1.01	63.90
4	73.33	16.60	10	3.5	1.26	72.40
5	70.00	20.00	10	3.9	1.40	75.00

TABLA VI: RESULTADOS DE LA PRUEBA DE DISPONIBILIDAD DE LAS MUESTRAS DE ZEOLITAS CARGADAS CON METALES (Co, Cu, Mn y Zn)

Muestra evaluada	# de gallo	Consumido		Eliminado		Digestibilidad (%)
		Materia seca (g)	Metal (%)	Materia seca (g)	Metal (%)	
Zeolita Zn	1	80.1	0.6	47.32	0.058	93.81
	2	80.82	0.6	39.76	0.080	
	3	81.00	0.6	38.63	0.101	
	4	80.55	0.6	37.67	0.045	
	5	79.83	0.6	43.18	0.079	
Zeolita Mn	1	78.30	1.0	44.34	0.105	95.36
	2	80.64	1.0	48.93	0.097	
	3	79.02	1.0	40.27	0.084	
	4	79.38	1.0	31.97	0.086	
	5	80.37	1.0	41.27	0.070	
Zeolita Co	1	80.37	0.34	48.30	0.0060	99.07
	2	79.83	0.33	49.21	0.0055	
	3	81.18	0.34	40.56	0.0056	
	4	80.73	0.34	38.83	0.0054	
	5	80.02	0.34	45.51	0.0051	
Zeolita Cu	1	81.27	0.65	46.10	0.0086	99.02
	2	80.13	0.64	38.78	0.1700	
	3	82.20	0.66	44.83	0.0119	
	4	79.15	0.63	46.96	0.0107	
	5	81.72	0.65	38.79	0.0110	



TABLA VI: RESULTADOS DE LA PRUEBA DE DISPONIBILIDAD DE LAS MUESTRAS DE ZEOLITAS CARGADAS CON FOSFORITA Y METALES (Co, Cu, Mn y Zn)

% DE DIGESTIBILIDAD				
GALLO	Zn	Co	Mn	Cu
1	98.89	95.00	98.48	97.09
2	96.43	89.00	98.50	97.34
3	96.20	97.09	95.30	90.12
4	94.76	87.24	98.20	86.95
5	97.41	87.68	97.60	88.81
Promedio	96.73	91.20	97.62	92.06



ADSORBENTES DE HUMEDAD A PARTIR DE ZEOLITA MORDENITA DE SANTIAGO DE CUBA.

Tania Rodríguez Fernández, Martha Velázquez Garrido, Belkis Villavicencio y Roxana Alfonso.

Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica. Carretera, Varona #12028 Km 1 ½, Capdevila, Boyeros, Ciudad de La Habana, Cuba Teléfonos: 44-7187/57-8072/57-8360, Fax: (537)57-8082 e-mail: cipimm@ip.minbas.cu

RESUMEN

La condensación de vapor de agua debida a los cambios climáticos ocurridos durante el almacenaje y transportación, afecta la calidad de productos alimenticios, medicamentos, productos químicos, textiles, equipos electrónicos, etc, bien sea por la corrosión, el enmohecimiento de los alimentos con la consiguiente descomposición, formación de hongos, hidratación de sólidos y daños en los circuitos electrónicos de los equipos.

Existen en el mercado adsorbentes de humedad constituidos por arcilla, silica gel o Cloruro de Calcio en combinación con algún método de colección de la solución salina creada cuando la sal reacciona con la humedad del aire.

Las zeolitas naturales tienen entre sus principales propiedades la adsorción reversible de agua; la que varía para distintos tipos de Zeolita; donde la magnitud del agua adsorbida, está relacionada directamente con la presión relativa de **vapor de agua** a una temperatura dada; dimensiones de sus poros, impurezas en el mineral, cristalinidad y tamaño de partículas.

El resultado del estudio de distintas Zeolitas cubanas, demostró que la Mordenita del Yacimiento Palmarito de Cauto es la más perspectivas para esta aplicación.

Se presenta el desarrollo tecnológico de la Mordenita de este Yacimiento para la obtención de adsorbentes de humedad competitivos, en granulados de dimensiones 1-3 mm y aglomerados por la tecnología de peletización, impregnados con una sustancia de propiedades adsorbentes de humedad para la obtención de adsorbente de humedad de uso múltiple, cuya capacidad de adsorción resulta de 37% y 30% respectivamente, cuando se exponen a humedad relativa del 80%.

La tecnología desarrollada resulta económicamente viable.

ABSTRACT

Water vapor from condensation due to weather changes during the storage and transportation, affects in different ways the food stuff, medications, chemical products, textiles, electronic equipment, etc., either if it is because of corrosion, moulding of food with the following decomposition, fungus formation, solid hydration and damages to the electronic circuits of the equipment.

In the market there are adsorbents of humidity constituted by clay, silica gel or calcium chloride combined with some method of collecting the saline solution created when salt reacts with the humidity of air.

Natural Zeolites have, among their main properties, the reversible adsorption of water. This adsorption capacity varies for the different types of Zeolites, where the quantity of water adsorbed is directly related to the relative water vapor pressure at a given temperature, the pore sizes, the mineral impurities, crystalline kind and particle size.

The result of the study of the different Cuban Zeolites demonstrated that Mordenite from the "Palmarito de Cauto" deposit is the one with more perspectives for this application.

The technological development of the Mordenite of this deposit is presented for to obtain competitive humidity adsorbents, in granulated form of 1-3 mm and agglomerated through the pelletizing technology, in a plate pelletizer to obtain a humidity adsorbent of multiple use. The adsorption capacity of the granulated, pregnant with a substance with adsorbent properties, permits to increase the capacity of the adsorbents up to 37%, when its are exposed at relativity humidity of 80%.



Los aglomerados, igualmente tratados logran alcanzar capacidad de adsorción de 30% cuando se exponen a humedad relativa de 80%. The technology developed results economically viable.

INTRODUCCIÓN

La humedad constituye uno de los agentes principales que provoca pérdidas en los diferentes sectores productivos en el mundo actual. La condensación del vapor de agua producto de los cambios climáticos durante el almacenaje y transportación, afecta por diversas causas a productos alimenticios, medicamentos, productos químicos, textiles, equipos electrónicos, etc, bien sea por la corrosión, el enmohecimiento de los alimentos con la consiguiente descomposición, formación de hongos, hidratación de sólidos y daños en los circuitos electrónicos de los equipos.

Un agente desecante juega un papel fundamental en este sentido, pues es el encargado de adsorber la humedad existente en el medio donde está almacenado el producto, evitando así el deterioro de los mismos, sin estar en contacto directo con la mercancía.

Comercialmente están disponibles en el mercado adsorbentes de humedad basados en la capacidad de adsorción de arcilla, silica gel o Cloruro de Calcio en combinación con algún método de colección de la solución salina creada cuando la sal reacciona con la humedad del aire. En general los adsorbentes de arcillas tienen una capacidad de adsorción baja y representan tecnologías viejas. *Absormatic International*.

La Silica gel está disponible en varias calidades, que difieren ampliamente en la capacidad de adsorción. Muchos gels de sílice adsorben efectivamente solo a niveles de humedad relativa por encima de 70-80%, pero entonces tienen muy alta la velocidad de adsorción. En general su capacidad de adsorción es menor del 30% de su peso. La silica gel contiene además componentes tóxicos.

“Los adsorbentes de Cloruro de Calcio, en contraste, comienza a adsorber humedad del aire a moderados niveles de Humedad relativa, es decir a partir del 30%. Su velocidad de adsorción aumenta más o menos exponencialmente con el incremento de las HR y también dependen de la temperatura. No es un producto tóxico.

Las propiedades más importantes de los adsorbentes son su velocidad de adsorción, la cual protege contra la condensación frente a bruscos descensos de temperatura y la capacidad total, la que debe ser suficiente para mantener un nivel suficientemente bajo de humedad relativa durante el trayecto. Este valor se estima alrededor de 70%.

De las características de los adsorbentes en el mercado, se puede observar que para competir en el mercado de adsorbentes de humedad de uso general, en especial para uso en contenedores, se requiere la obtención de desecantes y/o adsorbentes con una capacidad de adsorción de humedad superior al 20%.

Las propiedades que caracterizan a las zeolitas naturales son su capacidad de intercambio catiónico, tamiz molecular frente a determinadas sustancias y adsorción de agua reversible.

Las Zeolitas naturales cubanas han sido objeto de estudio como adsorbentes de humedad, demostrando que la más perspectiva es la Mordenita natural granulada (1-3 mm) del yacimiento Palmarito de Cauto en estado natural (ZPC), impregnada con una sustancia de alta capacidad



de adsorción de agua (sales de calcio) y activada térmicamente a 120 °C durante 2 horas. Velázquez M. T. Rodríguez y otros, 2003.

El objetivo del presente trabajo es el estudio de la tecnología de obtención de adsorbentes de Humedad competitivos.

MATERIALES Y MÉTODOS

Se utiliza la Zeolita Mordenita del Yacimiento Palmarito de Cauto (ZPC) de la provincia de Santiago de Cuba, granulada entre 1-3 mm para la obtención de adsorbentes granulados.

El producto de la clasificación – 1 mm, se remuele y clasifica en circuito cerrado a una granulometría –0.3 mm para la obtención de adsorbentes de humedad por la tecnología de **aglomeración** en un peletizador de platos con 5 % de Bentonita Natural del Yacimiento Managua, molida bajo 1 mm y solución humectante de sacarosa.

La zeolita se caracteriza mediante análisis de fase semicuantitativo por el método de polvo con un Difractómetro Phillips-1710 y para su interpretación se utiliza la base de datos de difracción PDF-2000. Los termogramas se registraron en un Derivatógrafo MOM-Q1500 con una sensibilidad de 500 μ V de los canales ATD yTGD, termopares de Pt/Pt (Rh). Temperatura máxima alcanzada 1000°C y velocidad de calentamiento 10°C/min.; análisis químico completo de silicatos y capacidad de intercambio catiónico total y por elementos, por los métodos establecidos en el CIPIMM (PE-08001).

La capacidad de adsorción de humedad se determina en condiciones estáticas, en desecadoras con solución de H_2SO_4 de densidad 1.19 g/cm³ para una humedad relativa del 80% y en condiciones dinámicas, mediante el sistema de la Fig 1, a una presión total de 14 mm de Hg y un flujo de aire de 2 l/min.



Figura 1. Instalación para la determinación de capacidad de adsorción de humedad en condiciones dinámica.

Para determinar la capacidad estática y dinámica de adsorción de agua se utilizaron los métodos Westinghouse y FORD respectivamente.



RESULTADOS

Las características químicas y mineralógicas de la zeolita objeto de estudio, se presentan en la Tabla I, y el Difractograma y termograma de la misma en las Fig. 1 y 2 respectivamente.

Tabla I. Composición química y catiónica de la Zeolita Palmarito de Cauto

Composición de fases, %							
Mordenita				71			
Montmorillonita				13			
Calcita				1			
Vidrio volcánico				15			
Composición química, %							
SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	Na ₂ O	K ₂ O	MgO	CaO	PPI
68.15	12.20	2.92	1.82	1.01	0.75	3.02	12.06
Capacidad de intercambio catiónico, meq/100g							
Total		Ca ²⁺	Mg ²⁺		Na ⁺		K ⁺
124.24		68.39	2.31		49.0		7.06

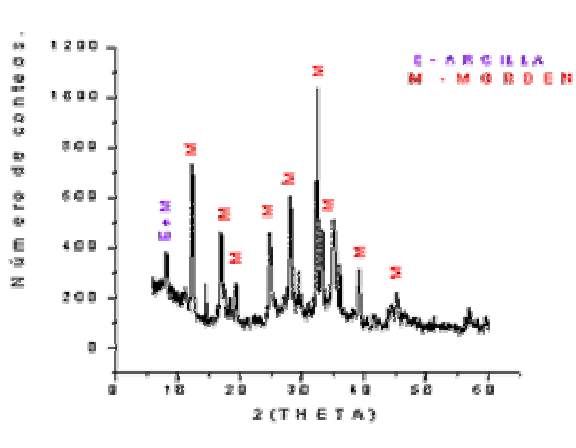


Figura.2 Difractograma de la ZPC natural

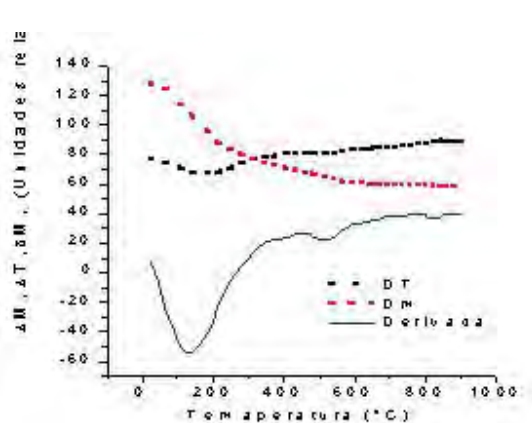


Figura 3. Termograma de ZPC natural

Las Mordenita por su capacidad de intercambio catiónica y el % de Zeolita en la roca corresponde al Tipo Natural de Mena I (TNMI: % Zeolita > 70 y CICT > 120 meq/100g). La composición catiónica indican que la misma pertenecen al tipo- cálcica-sódica.

Desarrollo experimental.



Se estudió la cinética de adsorción de humedad en condiciones estáticas de la ZPC y la Zeolita tratada con ácido en diferentes condiciones de tratamiento, comparándose con la Sepiolita comercial, activadas térmicamente a temperaturas de 120°C y 350°C., variando el tiempo de activación en horno estático ente 2 y 24 horas.

La capacidad de equilibrio de adsorción de humedad de la Mordenita natural, activada a 120°C variando el tiempo de activación entre 2 y 4 es prácticamente igual, lo que demuestra la posibilidad de disminuirlo con el consiguiente ahorro energético. Fig 4. Comportamiento similar a temperaturas superiores, no superando la capacidad del adsorbente de referencia.

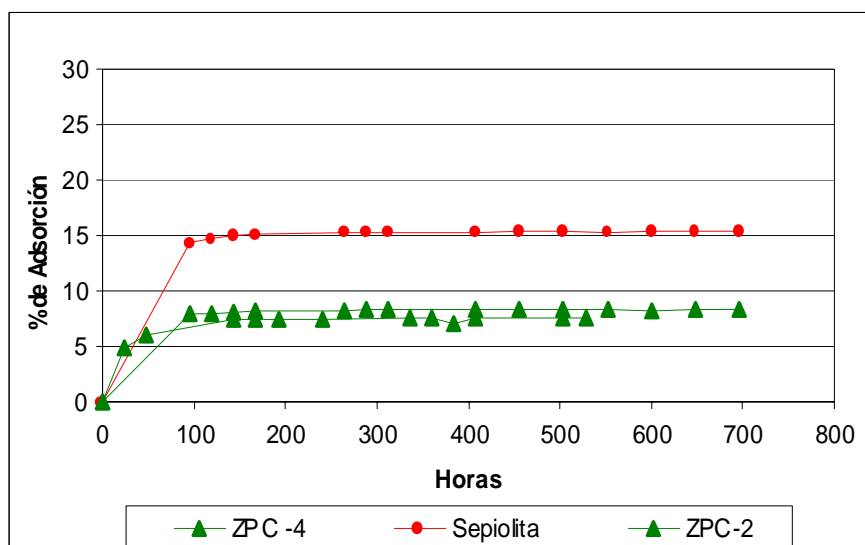


Figura.4 Cinética de adsorción de humedad de ZPC activada a 120°C a HR=80%, comparada con la Sepiolita Comercial.

La Mordenita tratada con HCl 3N a temperatura ambiente en tres etapas, y activas térmicamente en las mismas condiciones de temperatura y tiempo, eleva su capacidad de adsorción de humedad sin alcanzar la capacidad de equilibrio de la Sepiolita. Fig. 5

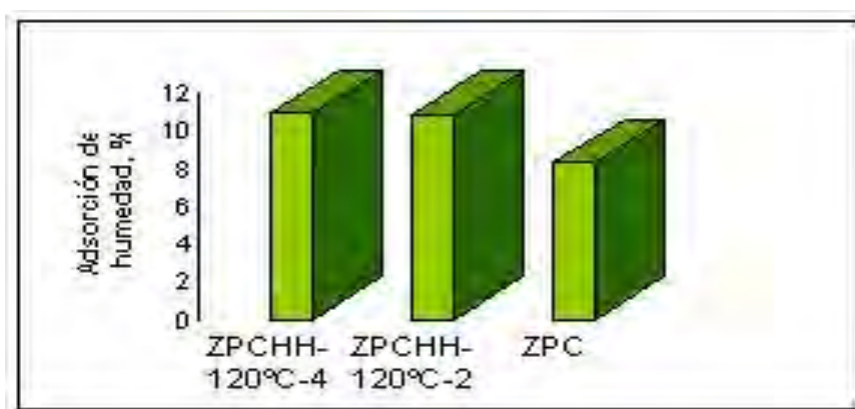


Figura. 5 Adsorción de humedad en el equilibrio de ZPCH comparada con ZPC natural



Frecuentemente los adsorbentes existentes en el mercado hacen referencia a su capacidad de adsorción de agua y utilizan como método para su determinación la Adsorción dinámica de agua (FORD) y estática (Westinghouse-WA). La Tolsa, utiliza ambos. Ello es importante para conocer si los adsorbentes son capaces de enfrentar fenómenos de condensación, por lo que se determinó la capacidad dinámica de adsorción de agua (FORD) y estática WA, a las Zeolitas naturales activadas a 120 y 350°C durante 2 y 4 horas. Los resultados que se exponen en la Fig.5 son la media de tres determinaciones.

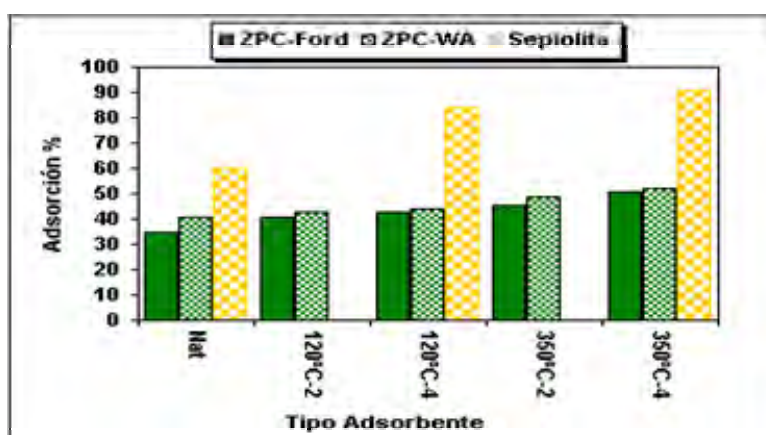


Figura .6 Adsorción estática y dinámica de agua de ZPC natural y Sepiolita(Ford)

El tiempo de activación no tiene incidencia significativa en la capacidad de adsorción de agua de los adsorbentes Zeolíticos; con el aumento de la temperatura, la capacidad adsorptiva se incrementa ligeramente en un rango de 5-8%. La Sepiolita, en cambio, aumenta su capacidad de adsorción de agua (Ford) significativamente en la medida en que incrementa la temperatura de activación, pero es de señalar que a temperatura de 350°C, la misma sufre un cambio de coloración a gris oscuro casi negro.

La Sepiolita que se comercializa es de color blanco crema, con capacidad de adsorción de agua de 86%. Con los resultados obtenidos Fig 5 se infiere que Sepiolita se comercializa activada a 120°C.

La capacidad de adsorción de agua de la Mordenita es aceptable para este uso pero se requiere elevar la capacidad de adsorción de humedad de los adsorbentes Zeolíticos, para lo cual se estudia la tecnología de impregnación de la ZPC con una sal de Calcio y activación térmica a diferentes temperaturas con el objetivo de obtener un adsorbente con capacidad de adsorción de humedad competitiva.

Tecnología de impregnación y activación térmica de ZPC.

La impregnación con sal de Calcio se efectúa a temperatura ambiente, en contenidos desde 22-38 %; con una relación sólido líquido(L/S) de 1:1, variando el tiempo de activación entre 4 y 24 horas a temperatura de 120°C.

El incremento en el contenido de sal de Calcio eleva la capacidad de adsorción de humedad de la ZPC impregnada hasta 23 % cuando se impregna con 28% % de Sal de Calcio, pero el incremento de las dosis de Calcio, genera durante el proceso de adsorción de humedad, un volumen de licor salino, producto de la reacción de la sal con la humedad del aire, que complica



tecnológicamente el diseño del envase del producto y la características físicas del adsorbente. La variación de temperatura hasta 350°C y el tiempo de activación estática, no tuvieron incidencia significativa. **Velázquez M, T. Rodríguez y otros, 2003.**

Se evalúa la disminución del contenido de sal de calcio hasta 7.4 % y la relación L/S a 0.1 en el proceso de impregnación, analizando en las condiciones actuales la incidencia de tiempo de activación entre 2 y 4 horas a temperatura de 120°C. Fig.7. Los adsorbentes obtenidos demuestran con capacidad de adsorción humedad en el equilibrio de 23 % en las nuevas condiciones experimentales, superiores a la Sepiolita activada en iguales condiciones de temperatura y tiempo. **Rodríguez T., M. Velázquez y otros, 2003.**

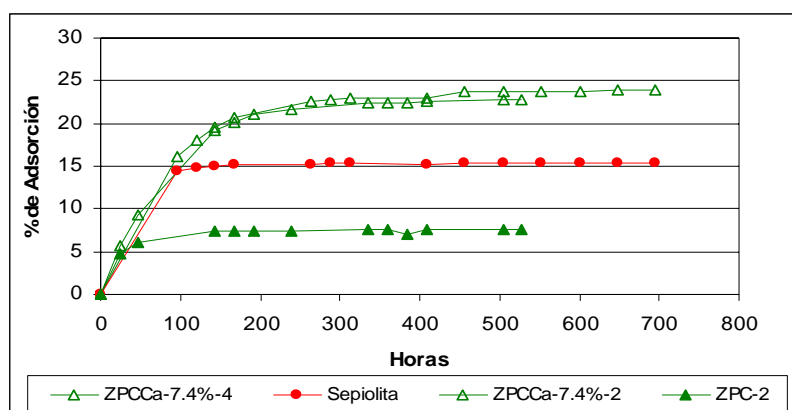


Figura 7. Cinética de adsorción de humedad de ZPC impregnada con 7.4% de Sal de Calcio, activada térmicamente a 120°C, 2 horas

En estas condiciones el tiempo de activación en horno estático, no incide significativamente en la capacidad de adsorción de humedad.

La impregnación con el mismo tenor de calcio de la Zeolita tratada con ácido, la capacidad de adsorción de humedad prácticamente se duplica respecto a la obtenida con la zeolita ácida, sin alcanzar aún los índices de adsorción obtenido en iguales condiciones con la ZPC natural impregnada, Fig 8.

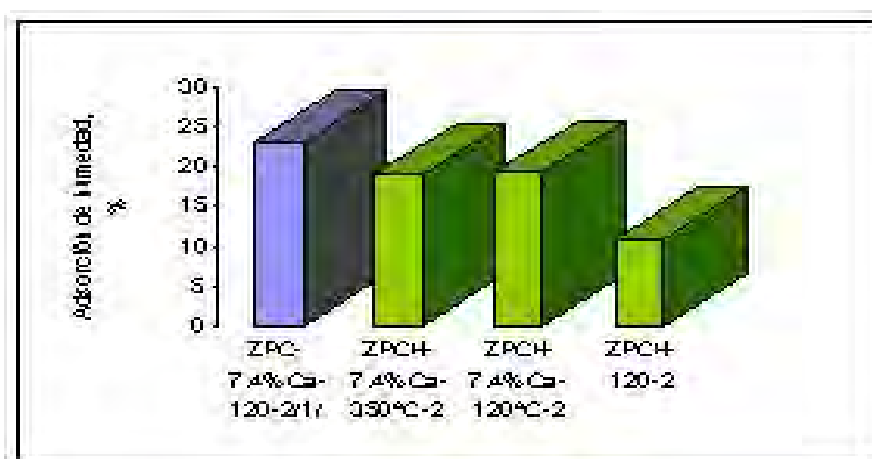


Figura 8. Capacidad de equilibrio de adsorción de humedad de ZPCH impregnada con 7.4% de Ca



Activación térmica en condiciones dinámicas

Con el objetivo de disminuir el tiempo de activación térmica del adsorbente de ZPC natural, impregnada con 7.4% de sal de Calcio; se realizaron pruebas en el Horno de botella en los rangos de temperatura de 120-170°C, 200-250°C y 250-300°C. La capacidad de adsorción de humedad, determinada en condiciones dinámicas, a una humedad relativa de 80%, demuestra que el incremento de la temperatura de activación favorece la capacidad de adsorción de humedad de los adsorbentes. Fig 7 y el tiempo de activación se reduce a 20-30 min. Y el tiempo de precalentamiento no excede los 15 min.

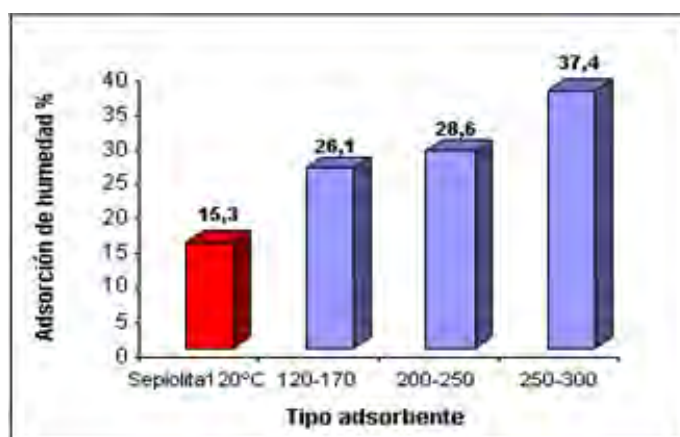


Figura 7. Capacidad de equilibrio de adsorción de humedad de los adsorbentes activados en condiciones dinámicas.

Aglomeración de ZPC.

La producción de excedentes en el procesamiento industrial de la Zeolita Palmarito de Cauto, asimismo el aprovechamiento integral del mineral extraído, se traducen en la disminución de la eficiencia productiva de los adsorbentes, por lo que se programa la utilización de la fracción -1 para su aglomeración, con el objetivo de obtener diversos tipos de adsorbentes.

Partiendo de este esquema de solución a las fracciones que se producirían en el procesamiento industrial de la misma para la obtención de adsorbentes de humedad, se realizaron pruebas de aglomeración de la fracción -1 mm, la cual se muele y clasifica en circuito cerrado a -0.3 mm, utilizando como aglomerante la Bentonita natural de Managua, molida bajo 1 mm y como humectante solución de sacarosa en diferentes concentraciones.

Waterman and Aplan, en su estudio de aprovechamiento de los finos de Zeolita, demostraron que el peletizador de platos produce pellets de mayor calidad, que el de tambor. Las pruebas de aglomeración fueron realizadas en un peletizador de este tipo cuyas características son:

Diámetro del plato 46 cm
Altura del plato 6 cm



Velocidad variable entre 20-60 vueltas /min.
Angulo variable entre 30-60°

Se evaluó la incidencia del contenido de aglomerante en un rango desde 2-10%, resultando el 5% la composición adecuada para la aglomeración. Los aglomerados obtenidos son muy uniformes en sus dimensiones y resistentes. Los rendimientos de las fracciones obtenidas en las condiciones óptimas, se muestran en la Tabla II

Tabla II. Rendimiento de los aglomerados de ZPC

Fracción mm	% peso
+4	23.84
2-4 mm	72.7
-2	3.46

La capacidad de adsorción dinámica de humedad de los aglomerados en estado natural alcanza valores cercanos a la Sepiolita(14.2%).

Los aglomerados, confeccionados con un 5% de Bentonita, se impregnaron en condiciones similares a los granulados (7.4 % de Sal de Calcio y L/S 0. 3), realizando la activación térmica en condiciones dinámicas, en dos rangos de temperatura, con el fin de comprobar el incremento de su capacidad adsortiva.

El comportamiento de los aglomerados impregnados es muy similar a los granulados, obteniéndose capacidades adsortivas de humedad de 24 y 30% respectivamente para cada rango de temperatura estudiado. Fig 8

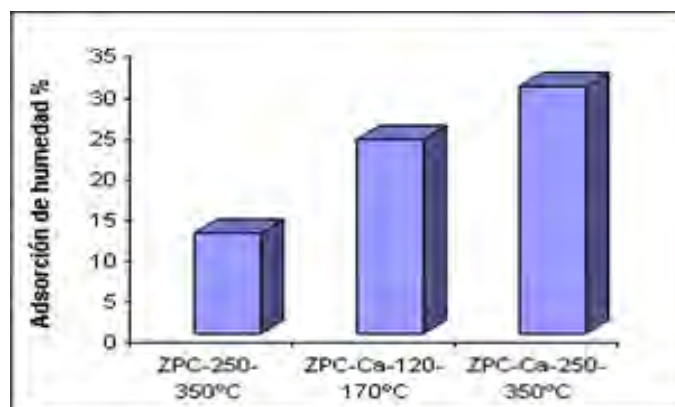


Figura 8 Capacidad de equilibrio de adsorción de humedad de los adsorbentes aglomerados de ZPC a 80 % de humedad relativa.

DISCUSIÓN

Las zeolitas, son minerales con estructura de poros tridimensionales, por donde viajan los cationes intercambiables a través del agua contenida en los mismos. La deshidratación reversible, es una de las características principales de la misma, de ahí su aplicación como desecantes o adsorbentes de humedad.

Cada tipo de Zeolita posee características de adsorción de humedad particular, debido al volumen y diámetro de poros, pureza, cristalinidad, etc. La magnitud de agua adsorbida está



directamente relacionada con las mencionadas anteriormente y la presión relativa de vapor de agua a una temperatura dada. Yamanaka, P. B. Malla and S. Komarneni S.1989.

El tratamiento ácido de la Zeolita contribuye a la purificación de la misma, eliminando la calcita e intercambiando los cationes de Ca, Mg, Na y K por H, logrando de este modo desocupar los canales internos y ponerlos a disposición de adsorber cationes cuyos diámetros sean compatibles con el de los poros del mineral, caso particular resulta el vapor de agua, sin embargo un proceso de este tipo se justifica solamente cuando los parámetros que se obtengan sean superiores a los obtenidos con el adsorbente en estado natural. En este caso, la impregnación con sal de calcio no produce el mismo efecto que en la ZPC natural, Fig 8. presumiblemente por fenómeno de hidrólisis entre el catión ácido y la sal de calcio no superando el 20% la capacidad de adsorción de humedad.

Con la activación dinámica de los adsorbentes de humedad de ZPC en estado natural e impregnados con 7.4% de CaCl_2 , se obtienen incrementos apreciables en la capacidad de adsorción de humedad de los adsorbentes, en relación con los obtenidos en las mismas condiciones pero con la activación térmica en estática, Fig.6.1

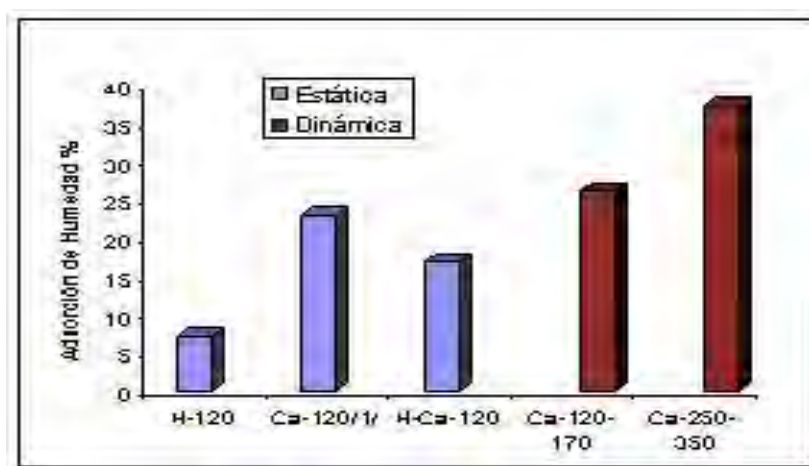


Figura9. Comparación de los adsorbentes de ZPC activados en horno estático y dinámico. Revisar este grafico

La activación dinámica permite además la disminución del tiempo de activación desde 2 horas en estática a 30 min. en estas condiciones, con un tiempo total de permanencia en el horno de 45 min, aspecto que pudiera reducir el costo de producción de los adsorbentes por esta tecnología.

Yamanaka, P. B. Malla and S. Komarneni S.1989; obtuvieron, mediante estudios de isothermas de adsorción, en condiciones especiales y muy controlas, valores máximos de capacidad de adsorción de vapor de agua de 400 mg/g para la Phillipsita y 140 mg/g para la Mordenita.

Los valores de adsorción obtenidos con ZPC natural impregnada y activada en condiciones dinámicas durante 30 min. alcanzan valores de 261 mg/g en el rango de temperatura de activación de 120-170°C y 374 mg/g para el adsorbente activado a 250-350°C, alcanzando prácticamente el nivel de adsorción de humedad de la Phillipsita.



Los aglomerados de ZPC impregnados con sal de Calcio, alcanzaron valores de capacidad de adsorción de humedad de 30%, comparables a los granulados impregnados y activados térmicamente en condiciones dinámicas. Los resultados obtenidos permiten la utilización de los finos de Palmarito de Cauto generados durante el procesamiento del mineral; para su utilización como adsorbentes de humedad por la tecnología de aglomeración, con un 5% de aglutinante.

La calidad de los aglomerados obtenidos, es perspectiva para otras utilidades no menos importante como son, tratamiento de gases y otros efluentes, que debe ser objeto de estudios posteriores.

Valoración económica preliminar de las alternativas seleccionadas

Se valora una planta de producción de 385 t anuales de adsorbentes de humedad, de las cuales 110 corresponden a granulados y el resto aprovecha los residuos de la clasificación de los mismos en la obtención de adsorbentes aglomerados, estableciendo un periodo de vida útil de 10 años.

Tomando como referencia precios del mercado internacional para este tipo de productos se estima un precio de venta de los mismos de 2.50 USD/kg para los granulados y 3.50 USD/kg para los aglomerados.

El análisis mediante el método del periodo e recuperación arroja que la producción de aglomerado y granulados se recupera en 0.25 años, mientras que la producción de granulado tiene un periodo de recuperación mas largo, equivalente a 2, 07 años.

Utilizando el método del VAN y la TIR se obtienen los resultados mostrados en la Fig. 10

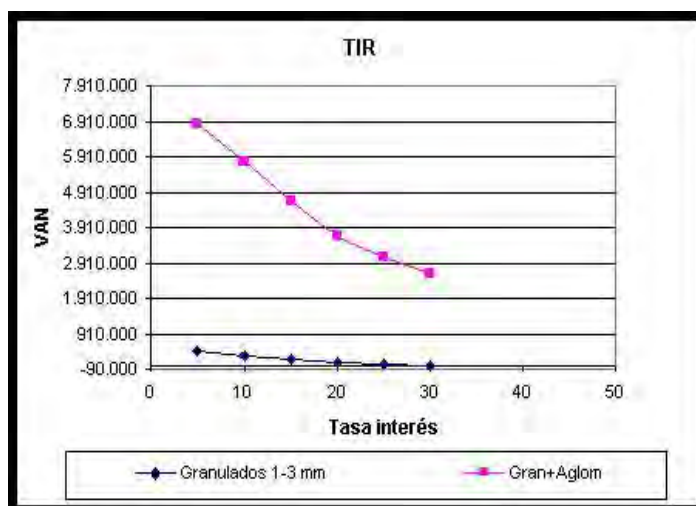


Figura 10 . Variación del VAN con la tasa de Interés

Evidenciándose que la producción de ambos tipos de adsorbentes es mas efectiva, que la producción de granulados solamente, soportando elevados incrementos de la tasa de interés, con una Tasa Interna de retorno de la inversión del 43%.

A partir de un costo total de inversión de 237 166 USD se obtienen valores de VAN a una tasa de interés del 10% superiores a los 5 Millones anuales



No obstante es recomendable para el desarrollo de esta inversión, realizar un estudio de mercado a corto plazo y realizar el escalado de la tecnología con el objetivo de precisar los parámetros tecnológicos, que confirmen las perspectivas de continuar las fases siguientes de desarrollo de un proyecto de inversión desde el punto de vista técnico- económico.

CONCLUSIONES

1. La obtención de adsorbentes de humedad, a partir de los granulados de Zeolita Palmarito de Cauto (1-3 mm), mediante la tecnología de impregnación de la zeolita en estado natural con 7.4 % CaCl_2 y activación térmica en condiciones dinámicas a temperaturas de 120-170°C y 250-300°C, con un tiempo de activación térmica de 30 min., posibilita la obtención de adsorbentes, en función de la temperatura de activación de diversa calidad. La capacidad de equilibrio de adsorción de humedad es 26 y 37,5 %, para los rangos de temperatura señalados, respectivamente. No tiene residuales para tratar, es una tecnología limpia.
2. La alternativa de modificación ácida de ZPC (1-3 mm) e impregnada y activación térmica posterior, no logra obtener adsorbentes de humedad con capacidad superior al 20%, teniendo además como desventaja frente a la Mordenita natural, el tratamiento de los efluentes de la modificación ácida de la misma.
3. Es posible aprovechar integralmente la Mordenita de Palmarito de Cauto, excedente de la producción de adsorbentes de humedad granulados para su utilización como adsorbente de humedad, mediante la tecnología desarrollada, consistente en:
 - Trituración de la fracción granulométrica –1 mm y clasificación por 0.3 mm en circuito cerrado.
 - Aglomeración de la fracción –0.3 con 5% de Bentonita Managua natural(-1 mm), utilizando solución de melaza (sacarosa 100g/l) en un peletizador de platos.
 - Secado a 100-105°C e impregnación con 7.4% de CaCl_2 en una relación L/S de 0.3 y activación térmica en horno rotatorio en el rango de temperatura de 250-350°C para la obtención de adsorbentes de humedad con capacidad de 30%.

La calidad de los adsorbentes obtenidos es perspectiva para su aplicación en la solución de problemas ambientales.

4. El esquema propuesto para la utilización integral de la Zeolita Mordenita del yacimiento Palmarito de Cauto para la obtención de adsorbentes de humedad se presenta en el Anexo 1.
5. La evaluación económica preliminar de una planta de 385 t anuales de adsorbentes demuestra que

BIBLIOGRAFÍA

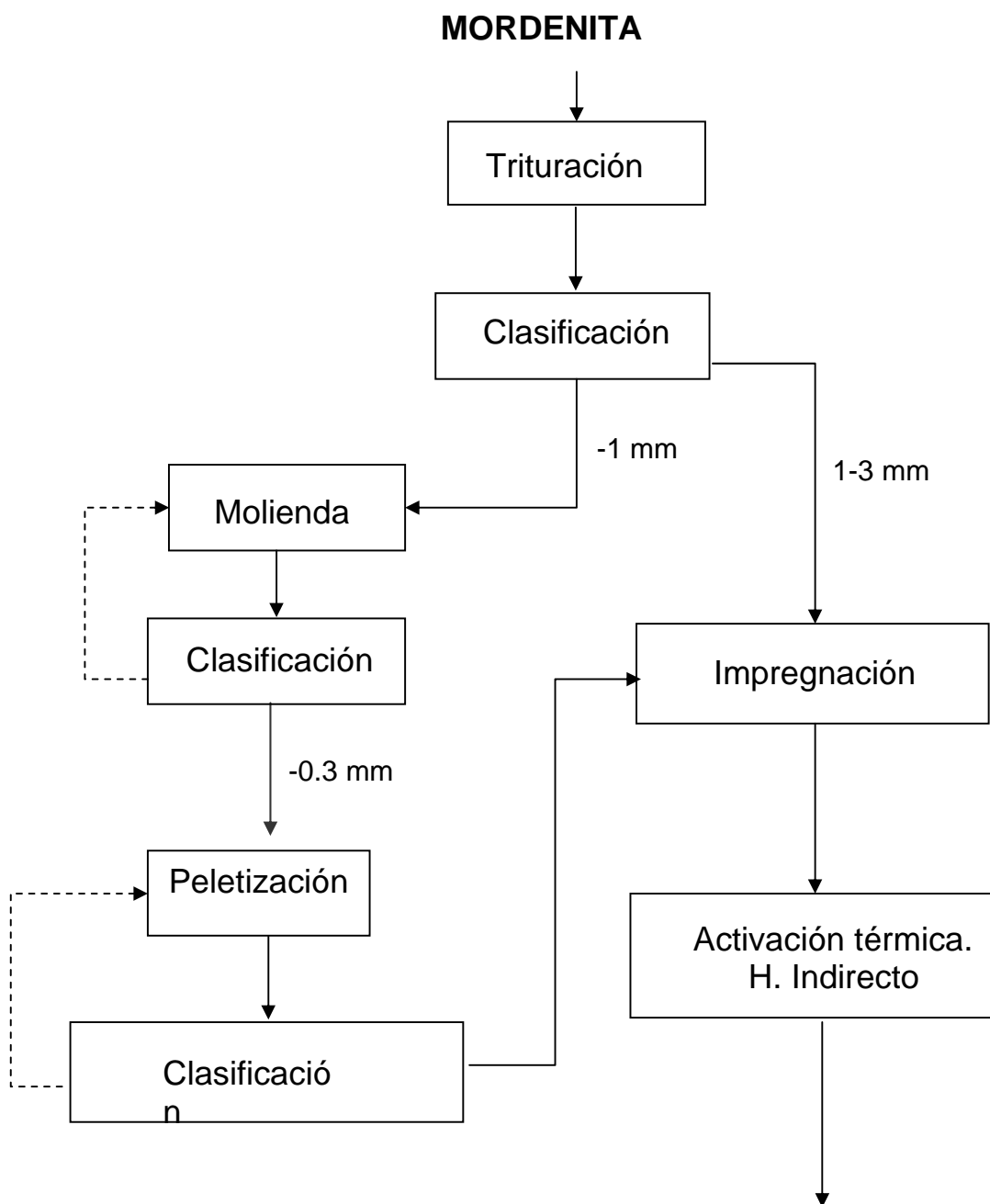
Absormatic International. [http:// www.absormatic.se](http://www.absormatic.se)

R.L. Waterman and F.F Aplan .Pelletization of Natural, sedimentary Zeolite fines, Sohio Research Centre and Pensylvania State University respectly. 357-366. fotocopia.



- Rodríguez T., M. Velázquez y otros. Definición de la alternativa más económica de producción de desecantes a base de Zeolitas. Tarea Técnica. II-CIPIMM 2003.
- Velázquez M., T. Rodríguez y otros " Evaluación de las propiedades de adsorción de agua de las zeolitas naturales modificadas para su uso como desecante e indicadores del nivel de saturación de humedad. Informe Técnico, CIPIMM 2003.
- Yamanaka P., B. Malla and S. Komarneni S. 1989 "Water sorption and desorption isotherms of some naturally occurring zeolites ". ZEOLITES" ,9 (1) :18

Anexo 1. Esquema tecnológico de adsorbentes de Humedad





POSIBILIDADES DEL EMPLEO DE ZEOLITAS NATURALES COMO CONTRIBUCIÓN A LA PROTECCIÓN AMBIENTAL EN EL PROCESO DE SECADO DE SULFUROS DEL PROCESO CARON.

Gerardo A. Orozco Melgar y Lisandro Batista Rubio.

Instituto Superior Minero Metalúrgico de Moa, las Coloradas s/n Moa, Holguín, Cuba. E-mail: gorozco@ismm.edu.cu

RESUMEN

Las zeolitas naturales cubanas se han empleado para la adsorción de gases en diferentes procesos industriales, entre otros para la adsorción de NH₃ y de NO_x (Paumier y otros, 1998). En el presente trabajo se dan los resultados del estudio a escala de laboratorio de la utilización de zeolitas naturales del yacimiento Caimanes, Moa, y San Andrés, Holguín, Cuba, que son ricas en el mineral clinoptilolita, con el fin de contribuir a minimizar el impacto ambiental que se produce durante el proceso de secado de sulfuros en condiciones naturales empleando la energía solar en la Empresa niquelífera "Comandante Ernesto Che Guevara" de Moa, provincia Holguín.

Las zeolitas naturales utilizadas fueron trituradas hasta obtener una granulometría entre 1,6 y 4 mm y para desorber el agua contenida en las mismas se calentaron a una temperatura de 200°C durante dos horas. Para su caracterización las muestras fueron analizadas por difracción de rayos X, análisis químico y espectroscopia infrarroja. Se emplearon dos esquemas de secado, uno estático y otro dinámico. Se estableció que el empleo de las zeolitas naturales de ambos yacimientos por su capacidad de adsorber NH₃ y agua, con los dos esquemas de desorción utilizados, puede ser una variante alternativa que podría contribuir de manera eficiente y a bajos costos a minimizar el impacto que se produce al medio durante el proceso de secado de sulfuros.

ABSTRACT

The cuban natural zeolites have been used for the adsorption of gases in different industrial processes, among other for the adsorption of NH₃ and NO_x (Paumier and other, 1998). In this work the results of the study at scale of laboratory of the use of natural zeolites from deposits Caimanes, Moa and San Andres, Holguin, Cuba are given, these deposits are rich in the mineral clinoptilolite, with the purpose of contributing to minimize the environmental impact that takes place during the process of sulphide drying under natural conditions using the solar energy in the Nickel Company Ernesto Che Guevara of Moa, Holguin Province.

The natural zeolites were crushed until a grain size of between 1,6 and 4 mm was obtained and to desorbs the water contained in the same, they were warmed to a temperature of 200 °C during two hours. For their characterization the samples were analyzed by diffraction of X-rays, chemical analysis and infrared spectroscopy. Two drying outlines were used, one static and other dynamic. It was established that the employment of the natural zeolites of both deposits, for their adsorption capacity of NH₃ and water, with the two desorption outlines used, can be an alternative that could contribute in an efficient way and at low costs to minimize the impact that takes place during the process of sulphide drying.

INTRODUCCIÓN.

En la empresa niquelífera Comandante Ernesto Che Guevara (ECECG) se producen algunas cantidades de sulfuros de Ni + Co como parte de la diversificación de la producción de dicha empresa. El sulfuro producido se caracteriza por ser un material con alto contenido de humedad por lo que previo a su envasado y posterior exportación es necesario realizar un proceso de secado. En estos momentos las operaciones de secado se realizan en naves



techadas utilizando la energía solar. Este procedimiento tiene el inconveniente de que en el proceso de secado se generan gases con contenido variable de NH_3 que además de pasar casi sin control a la atmósfera circundante, produciendo un impacto al medio, generan procesos corrosivos en las estructuras metálicas. Se han valorado diversas variantes y una de ellas es la adquisición de un horno para el secado del sulfuro de fabricación noruega, variante que requiere, por supuesto, de un financiamiento importante.

En el presente trabajo se dan los resultados de la utilización de zeolitas naturales de los yacimientos Caimanes, Moa y San Andrés, Holguín, Cuba a escala de laboratorio con el propósito de contribuir al secado del sulfuro que se produce en la ECECG y adsorber los gases amoniacales que se generan producto de dicho proceso. Las tobas zeolitizadas empleadas del yacimiento Caimanes se extrajeron de una cantera que actualmente está inactiva, foto 1. Las tobas utilizadas del yacimiento San Andrés fueron obtenidas de la planta de procesamiento ubicada en esa localidad holguinera y que está actualmente en explotación. En lo que respecta a la literatura cubana consultada, en el trabajo de Paumier y otros, 1998 se dan los resultados del empleo de zeolitas naturales cubanas de nueve yacimientos, entre los que no se encuentran Caimanes ni San Andrés, con el fin de purificar corrientes gaseosas ricas en amoníaco y óxidos de nitrógeno de plantas industriales. No se reportan datos sobre el empleo en Cuba de zeolitas naturales en el secado de productos industriales o granos naturales.



Foto 1. Cantera en el yacimiento de zeolitas Caimanes, Moa. Las tobas zeolitizadas son masivas y tienen un color ligeramente verde.

MATERIALES Y METODOS

La composición química expresada en óxidos de la muestra de la toba zeolitizada de Caimanes empleada en los experimentos se ofrece en la tabla I.



Tabla I. Composición química de la toba zeolitizada del yacimiento Caimanes.

Oxido	%
SiO ₂	65.41
Al ₂ O ₃	11.88
CaO	3.89
MgO	1.27
Fe ₂ O ₃	2.74
Na ₂ O	0.48
K ₂ O	1.20
PPI	11.38

Desde el punto de vista de la composición mineralógica en las tobas zeolitizadas del yacimiento Caimanes predomina como fase principal clinoptilolita, Figura 1, y como fases no zeolíticas cuarzo y plagioclasas y además cantidades variables de vidrio volcánico no alterado. La capacidad de intercambio catiónico de dichas tobas zeolitizadas varía entre 100 y 130 meq/100 g, Orozco, 1996. El material natural extraído de la cantera en el yacimiento Caimanes fue triturado y tamizado obteniéndose para los ensayos la fracción granulométrica + 1,6 - 4 mm. Las tobas zeolitizadas empleadas del yacimiento San Andrés tenían una granulometría de + 0.4 - 2 mm. El sulfuro fue suministrado por la ECECG, una caracterización química del mismo se obtuvo de los datos de la tesis doctoral de Garrido, 2003, Tabla II. Los análisis de difracción de rayos X se realizaron con un difractómetro HZG-4 de fabricación alemana ubicado en el Instituto Superior Minero Metalúrgico de Moa (ISMM). Los análisis de espectroscopía infrarroja se realizaron en el IMRE de la UH, empleando un equipo ATI Mattson Genesis Series FTIR en un rango de 4000 a 400 cm⁻¹. Para el calentamiento y desorción de la zeolitas naturales se utilizó un horno instalado en el laboratorio de Química de la Facultad de Metalurgia y Electromecánica del ISMM. En la Figura 2, se puede observar el difractograma de la muestra de sulfuro que se utilizó en los experimentos, la muestra, que se analizó sin tratamiento previo, presenta un bajo grado de cristalinidad.

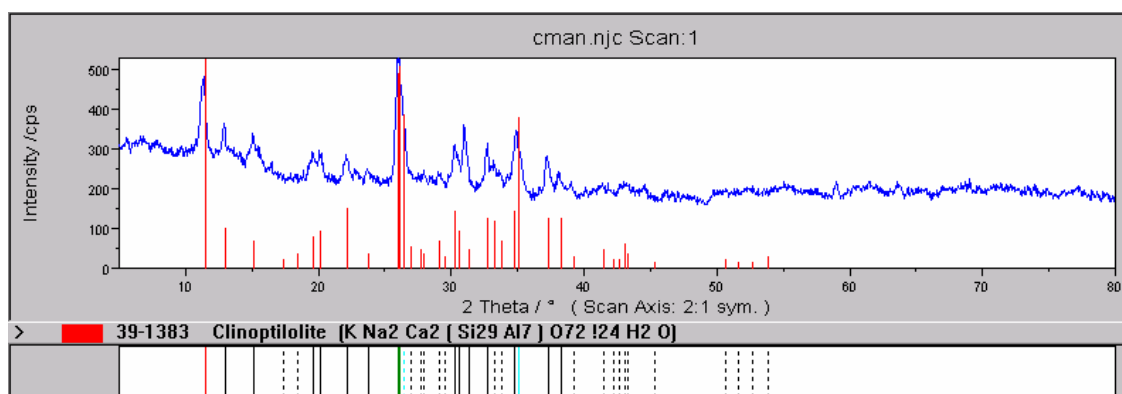


Figura 1. Difractograma de la toba zeolitizada de Caimanes, la fase predominante es Clinoptilolita, hay además Cuarzo y Plagioclasas. Condiciones de registro 40 Kv, 30 mA, radiación CoK α . Programa de cálculo Analyze.



Tabla II. Composición química del concentrado de sulfuros de la ECECG.

Elementos metálicos	Contenido(%)	Elementos metálicos	Contenido(%)
Ni	22,70	Mg	0,25
Co	9,30	Mn	0,04
Cu	4,78	Zn	0,03
Fe	1,44	-	-

Para establecer la cantidad de humedad con que sale el sulfuro del filtro prensa, se calentaron 100 g del mismo en una estufa a 100 °C durante una hora y se pesó después del calentamiento. El sulfuro ya seco por calentamiento disminuyó su masa a 56 g. En la figura 3 se dan los resultados del difractograma obtenido después de este proceso de secado con calentamiento. Durante el secado surge claramente la fase Nickelboussingaultite, que es un sulfato de Ni hidratado con amonio, además se puede inferir una fase semejante, casi isoestructural de Co. No obstante el difractograma muestra que la cristalinidad del material no es alta, pudiendo una parte de la muestra mantenerse en estado amorfo.

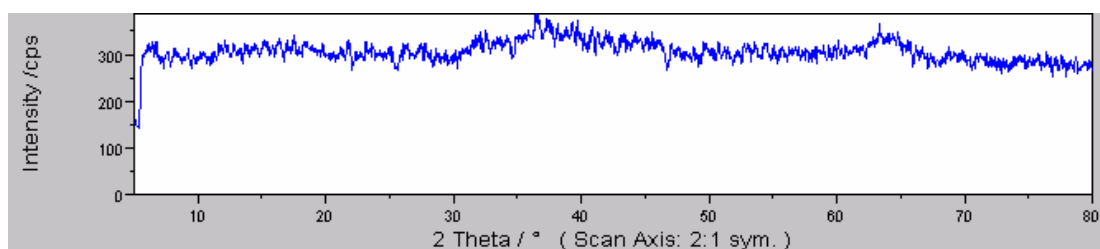


Figura 2. Difractograma obtenido al procesar la muestra de sulfuro (SH) con alto grado de humedad y sin tratamiento previo. Del diagrama se puede inferir que la muestra tiene baja cristalinidad. Condiciones de registro 40 Kv, 30 mA, radiación CoK α .

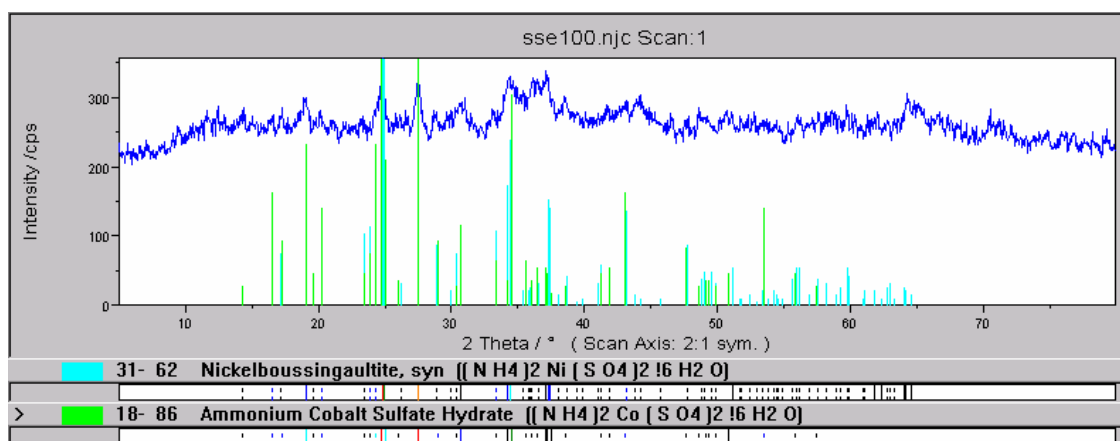




Figura 3. Difractograma del sulfuro secado en estufa a 100 °C durante una hora. Se demuestra la presencia de fases que surgen durante el secado, fase principal: Nickelboussingaultite, sulfato de Ni hidratado. Condiciones de registro iguales que las expresadas en la figura 2. Programa Analyze.

Para tratar el sulfuro de la ECECG con la zeolita natural se establecieron dos procedimientos: uno estático y otro dinámico. En ambos no existe contacto directo entre el sulfuro y la zeolita. En la figura 4 se muestra como se trató el sulfuro en condiciones estáticas. En este caso se colocaron los fragmentos de tobas zeolitizadas sobre el sulfuro en una cristalizadora garantizándose un ambiente cerrado. La relación zeolita sulfuro se estableció 8:1 dada la posible cantidad de masa de agua a extraer de unos 44 g, para garantizar siempre un exceso del adsorbente. Previo a realizar el ensayo las tobas zeolitizadas se desorbieron en un horno a 200 °C durante dos horas.

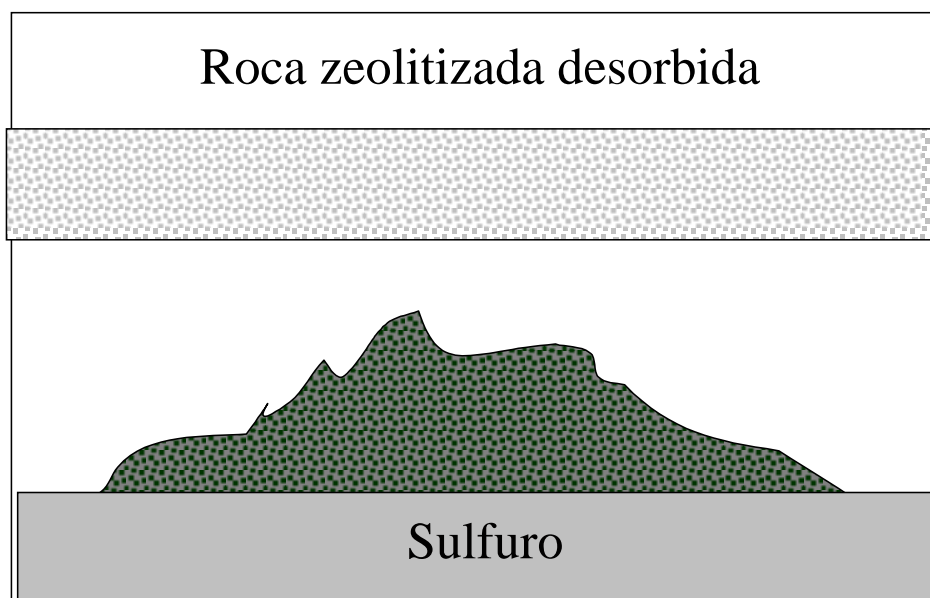


Figura 4. Sistema estático de secado de Sulfuro. La roca zeolitizada se coloca encima del sulfuro en recipiente cerrado y convenientemente aislado.

En la figura 5 se expone el esquema utilizado para el secado dinámico. Se emplearon 100 g de sulfuro y 700 g de zeolita, tanto para el filtro inicial, cuyo propósito era disminuir la humedad natural del aire, como en el segundo filtro, con el cual se pretendió secar el aire humedecido por el sulfuro y eliminar del mismo el contenido de NH₃. Al igual que para el sistema estático, previo a realizar el ensayo, las tobas zeolitizadas colocadas en ambas columnas se desorbieron en un horno a 200 °C durante dos horas.

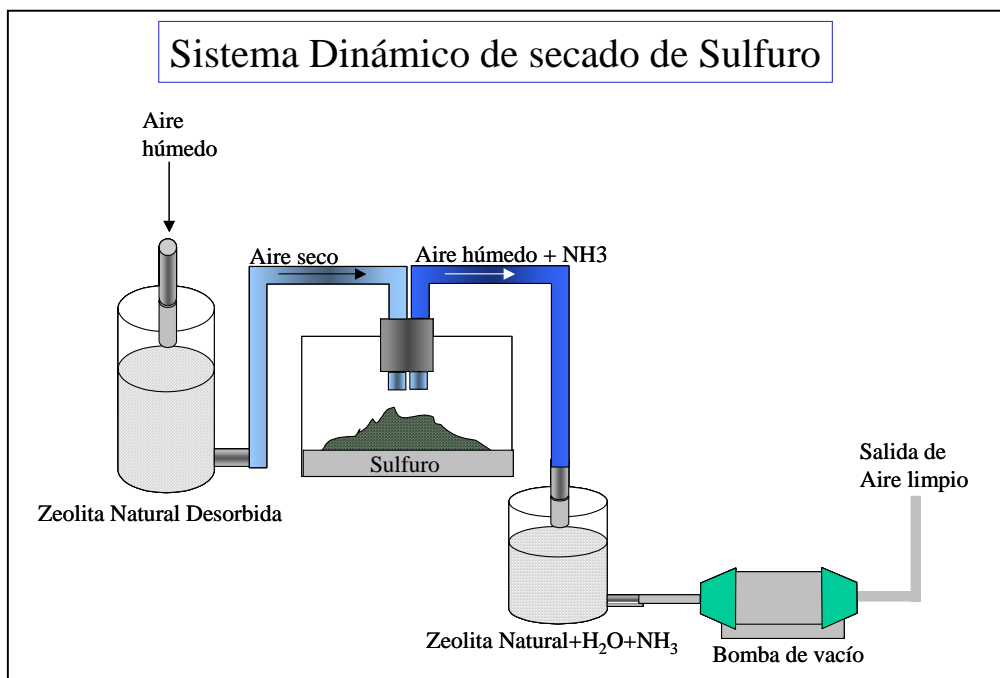


Figura 5. Esquema dinámico de secado de sulfuro empleando aire seco y la roca zeolitizada.

RESULTADOS Y DISCUSION

En la figura 6 se dan los resultados del proceso de secado del sulfuro en condiciones estáticas, empleando las tobas zeolitizadas del yacimiento Caimanes. En las primeras 24 horas el sulfuro pierde el 26,4 % de su masa inicial, quedando virtualmente seco. Después de 48 horas el sulfuro llega a perder el 30,9 % de su masa inicial. A su vez la toba zeolitizada va paulatinamente elevando su masa sin llegar a alcanzar su capacidad de saturación. En la figura 7 se dan los resultados del proceso de secado del sulfuro en condiciones estáticas, pero reponiendo la toba zeolitizada del yacimiento Caimanes después de las primeras 24 horas. Con respecto a la primera variante, sin reponer la zeolita, solo se alcanza, al reponer la misma, un 2 % mas de pérdida de masa en el sulfuro a las 24 horas y un 4 % mas a las 48 horas, lo que indica que la estabilidad del sulfuro seco se obtiene cuando la zeolita logra desorber alrededor del 30 % de la masa inicial, quedando el sulfuro virtualmente seco. Estos resultados demuestran que es factible secar el sulfuro en condiciones estáticas empleando la zeolita natural, el factor tiempo es el que se debe valorar, aunque como se demuestra en la Figura 7, ya a las 12 horas, la toba zeolitizada del yacimiento Caimanes es capaz de extraer el 19,2 % de la masa del sulfuro. En la Figura 8 se muestran los resultados del secado del sulfuro empleando las tobas zeolitizadas del yacimientos San Andrés. En este caso, comparativamente a las tobas del yacimiento Caimanes, se alcanza un mejor resultado ya que se logró pasadas 24 horas que la masa del sulfuro disminuya en un 28,2 %, o sea, un 2 % mayor, siendo también el resultado a las 12 horas mejor pues se logró que el sulfuro perdiera el 22,1 % de su masa inicial.

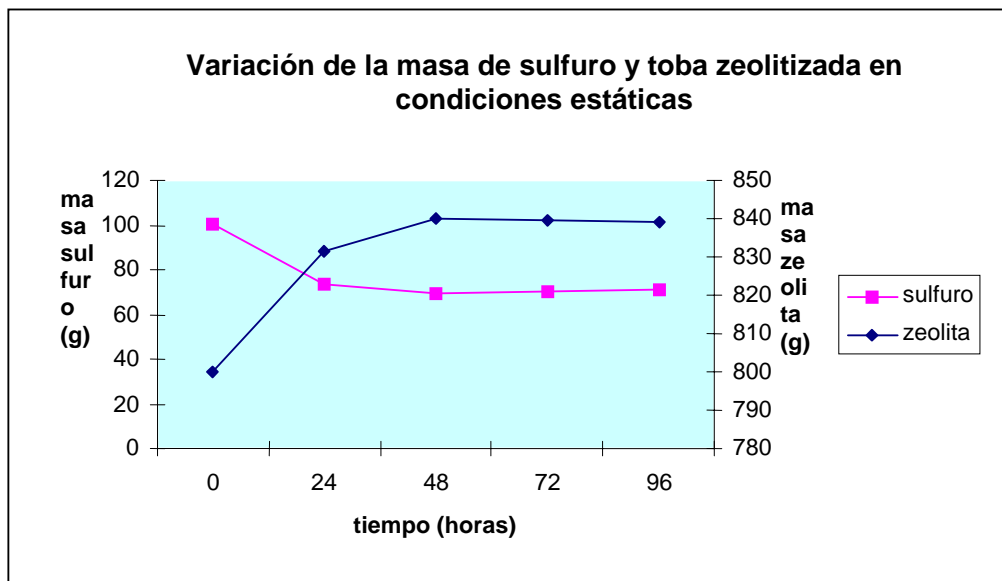


Figura 6. Secado del sulfuro en condiciones estáticas empleando tobas zeolitizadas del yacimiento Caimanes. En las primeras 24 horas el sulfuro perdió el 26,4 % de su masa inicial. Después de 48 horas el proceso se estabiliza perdiendo el sulfuro el 30,9 % de su masa inicial, quedando seco.

Variación de masa del sulfuro y la toba zeolitizada en condiciones estáticas con reposición de la zeolita

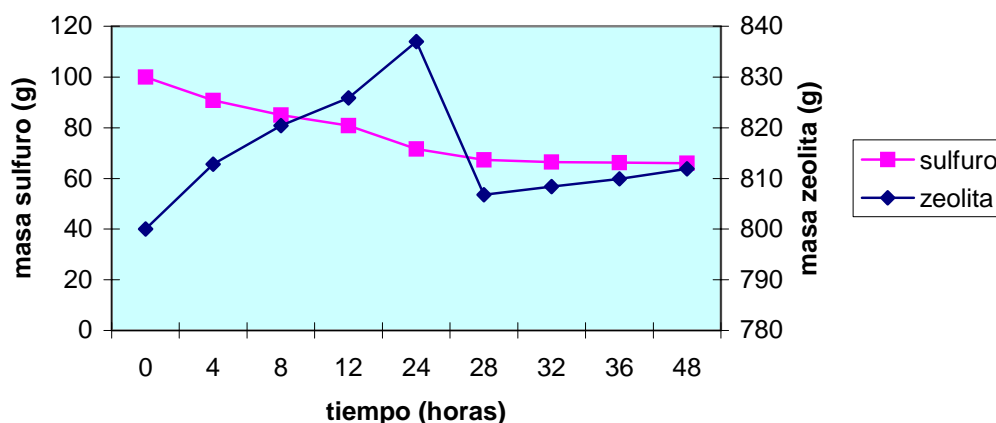


Figura 7. Secado del sulfuro en condiciones estáticas. En las primeras 24 horas el sulfuro perdió el 28,4 % de su masa inicial. Después de 24 horas se repuso el material zeolítico y 4 horas después el sulfuro había perdido el 32,7 % de su masa inicial, el proceso se estabiliza a partir de las 32 horas, perdiendo el sulfuro el 34,1 % de su masa inicial a las 48 horas, quedando seco.

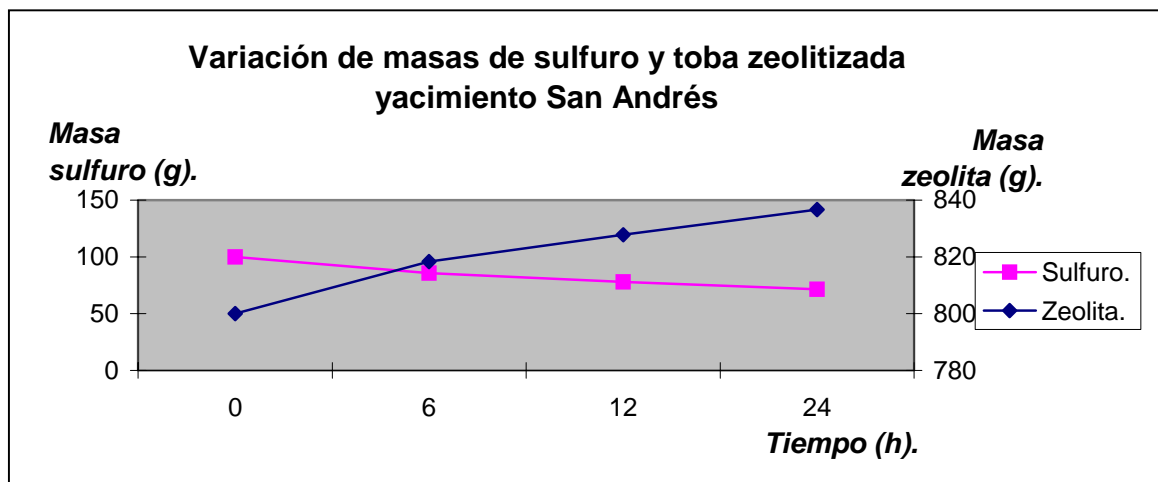


Figura 8. Secado del sulfuro en condiciones estáticas empleando tobas zeolitizadas del yacimiento San Andrés. Después de 24 horas el sulfuro perdió el 28,5 % de su masa inicial quedando seco. A las 12 horas de tratamiento el sulfuro ya había perdido el 22,1 % de su masa inicial.

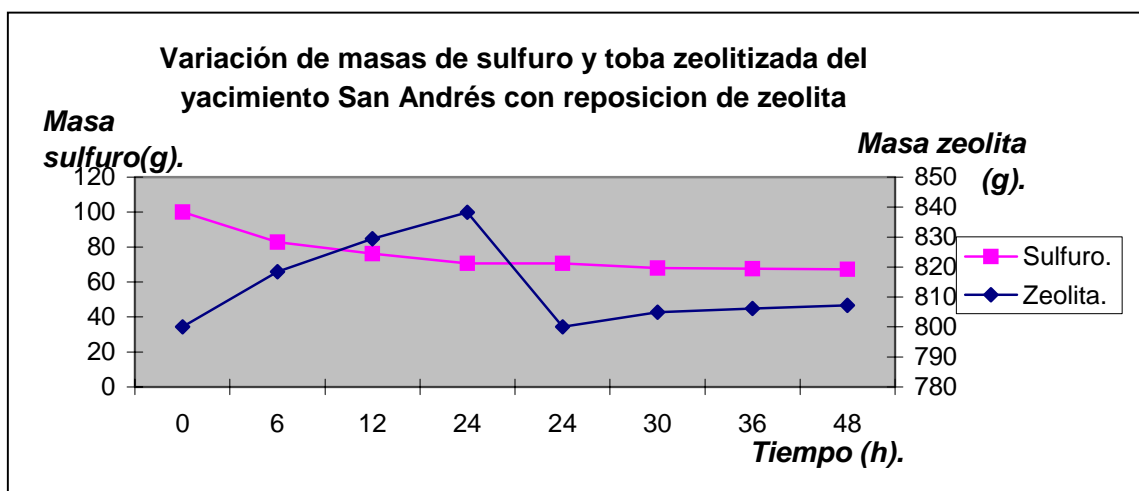


Figura 9. Secado del sulfuro en condiciones estáticas con tobas zeolitizadas del yacimiento San Andrés, con reposición de l material zeolítico a las 24 horas.

En la figura 9 se dan los resultados del proceso de secado del sulfuro en condiciones estáticas, pero reponiendo la toba zeolitizada del yacimiento San Andrés. En las primeras 24 horas el sulfuro perdió el 29,4 % de su masa inicial. Después de 24 horas se repuso la zeolita y 6 horas después el sulfuro había perdido el 32 % de su masa inicial, quedando seco. El proceso se estabiliza a partir de las 32 horas, no habiendo casi diferencia entre este valor y el obtenido después de las 48 horas.

En la Figura 10 se expone el difractograma del sulfuro secado en condiciones estáticas. Puede apreciarse que se forma como fase principal la Nickelboussingaultite, $(\text{NH}_4)_2 \text{Ni}$



$(\text{SO}_4)_2 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$, además parece coexistir un sulfato hidratado de Co y amonio, cuyo patrón de difracción es muy semejante al de la Nickelboussingaultite. Este resultado es semejante al obtenido al secar el sulfuro a 100°C en la estufa, pero en este caso los picos están mejor definidos, lo que puede explicarse por un mayor grado de cristalinidad de la muestra.

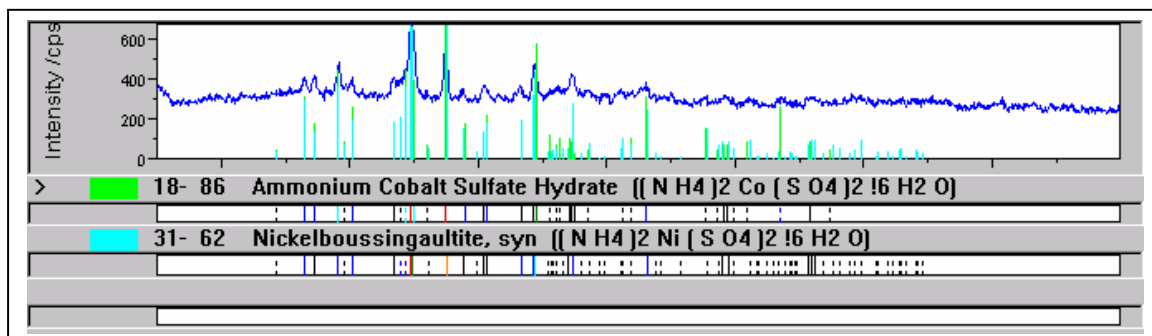


Figura 10. Difractograma del sulfuro secado en condiciones estáticas empleando la toba zeolitizada del yacimiento Caimanes. Durante el secado se forma la fase Nickelboussingaultite, $(\text{NH}_4)_2\text{Ni}(\text{SO}_4)_2 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$. Condiciones de registro iguales que las expresadas en la figura 3.

En la figura 11 se expone el resultado de secar el sulfuro empleando la toba zeolitizada del yacimiento Caimanes en condiciones dinámicas. Se utilizaron 100 g de sulfuro y 700 g de la toba zeolitizada, tanto para el filtro inicial, cuyo propósito era disminuir la humedad natural del aire, como en el segundo filtro, con el cual se pretendió secar el aire humedecido por el sulfuro y eliminar del mismo el contenido de NH_3 . Como resultado del secado dinámico empleando un flujo de aire se logra secar el sulfuro en 14 horas, este método racionaliza el proceso en comparación con el secado estático pero consume energía. En la figura 12 se muestra el difractograma del sulfuro secado en condiciones dinámicas.

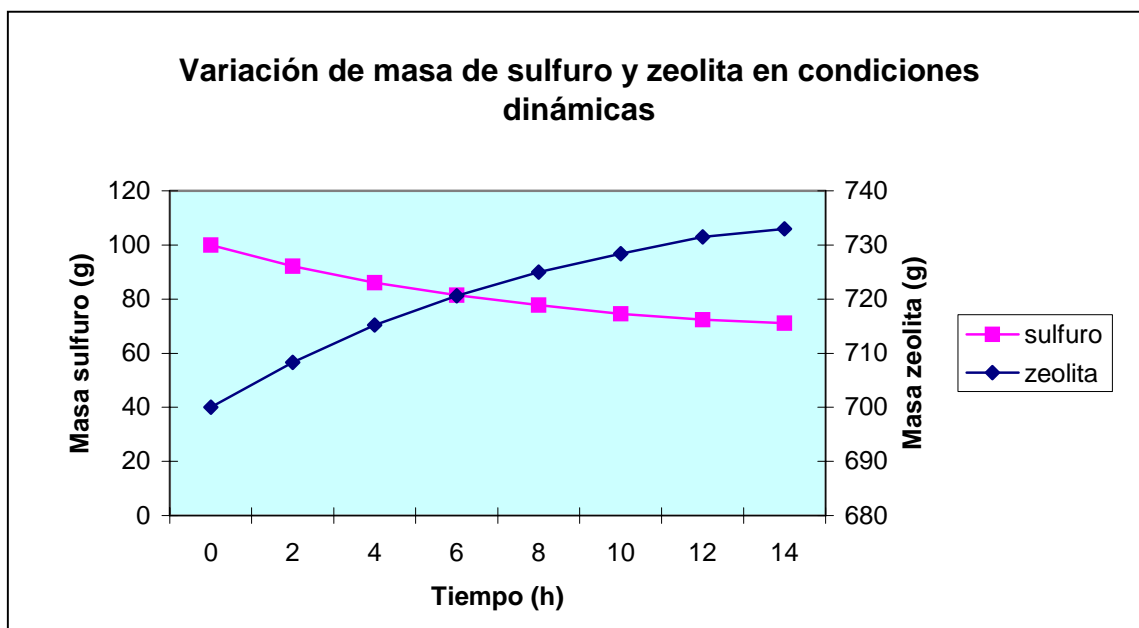




Figura 11. Secado del sulfuro en condiciones dinámicas empleando toba zeolitizada del yacimiento Caimanes. Durante las primeras 14 horas de trabajo el sulfuro perdió el 28,9 % de su masa inicial, quedando seco.

En este caso se logra una mayor definición de los picos del difractograma, lo que indica que en las condiciones de secado con empleo de aire seco se favorece la formación de la Nickelbousingaultite, $(\text{NH}_4)_2 \text{Ni} (\text{SO}_4)_2 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$, en comparación con las variantes empleadas con anterioridad.

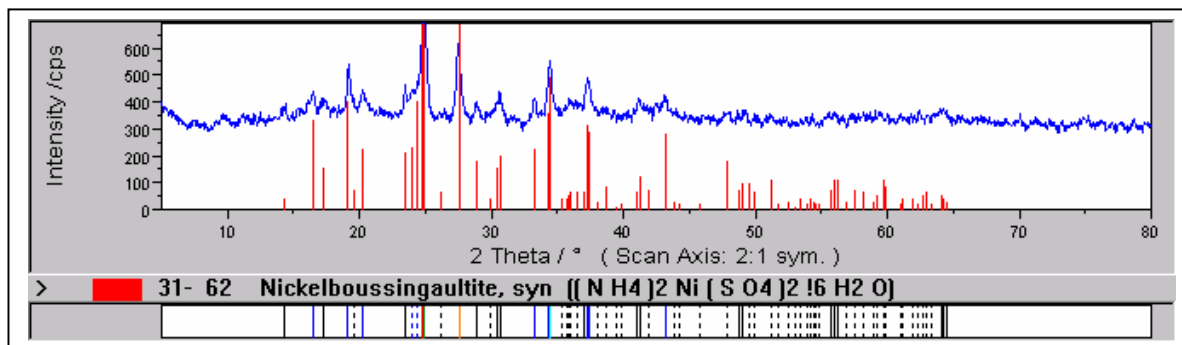


Figura 12. Difractograma del sulfuro secado en condiciones dinámicas empleando zeolita natural del yacimiento Caimanes. Durante el secado se forma la fase Nickelbousingaultite, $(\text{NH}_4)_2 \text{Ni} (\text{SO}_4)_2 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$. Condiciones de registro iguales que las expresadas en la figura 3.

En la Figura 13 se da el resultado del análisis por espectroscopía infrarroja de una muestra de toba zeolitizada natural del yacimiento Caimanes. En la misma se observa una banda ancha con máximo a los 3451 cm^{-1} que corresponde a la presencia de débiles enlaces de hidrógeno en el complejo del agua zeolítica. La banda media con máximo de absorción a los 1637 cm^{-1} corresponde a la vibración de flexión del enlace H-O-H. La banda muy fuerte a los 1047 cm^{-1} corresponde a las vibraciones de valencia del enlace (Al, Si)-O. La banda media cuyo máximo se encuentra a los 603 cm^{-1} es debida al H_2O y la banda fuerte a los 458 cm^{-1} corresponde a la vibración de flexión del enlace (Si, Al)-O. La muestra de toba zeolitizada después de ser sometida al proceso de secado y sorción de los gases amoniacales se muestra en la Figura 14. En esta muestra surge una nueva banda de absorción débil a los 1395 cm^{-1} que es índice del enlace OH de los vértices del tetraedro relacionada con la absorción del amonio por la zeolita. Esto indica que efectivamente además del proceso de secado del sulfuro la toba zeolitizada absorbe el amonio presente en el mismo. Finalmente en la tabla III se dan los resultados del análisis químico realizado a la muestra de sulfuro después de haber sido sometido al proceso de secado empleando la toba zeolitizada del yacimiento Caimanes en condiciones estáticas.

Tabla III. Análisis químico del sulfuro seco en condiciones estáticas con el uso de la toba zeolitizada del yacimiento Caimanes. Los resultados se expresan en %.

SO_4	NH_3	Humedad	Ni	Co	Cu	Fe
36,26	3,25	16,50	16,57	7,55	2,11	1,68

Como resultado de este análisis químico se comprueba la existencia del sulfato en el material seco.

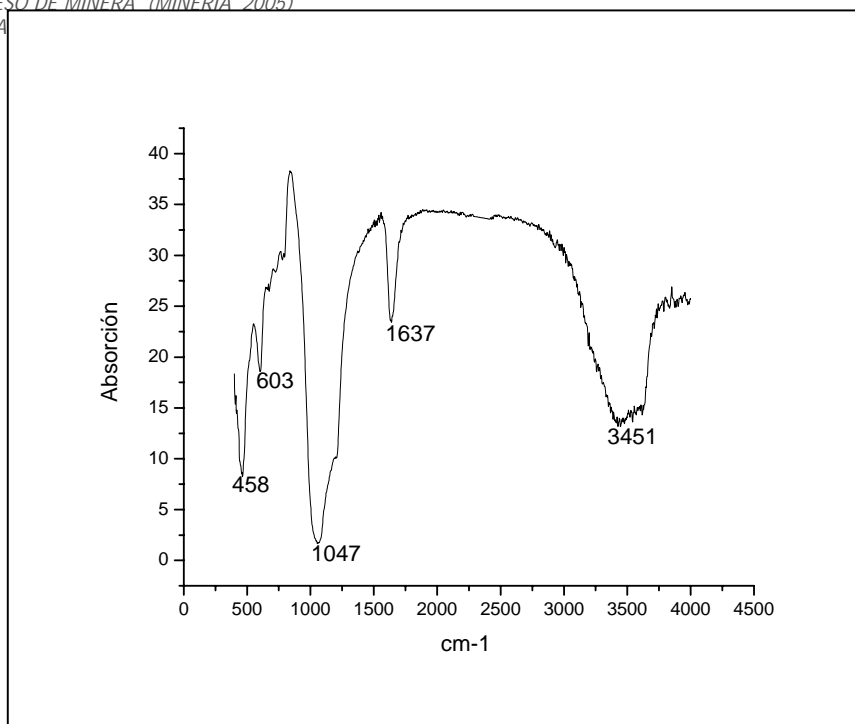


Figura 13. Análisis por espectroscopia infrarroja de una toba zeolitizada del yacimiento Caimanes.

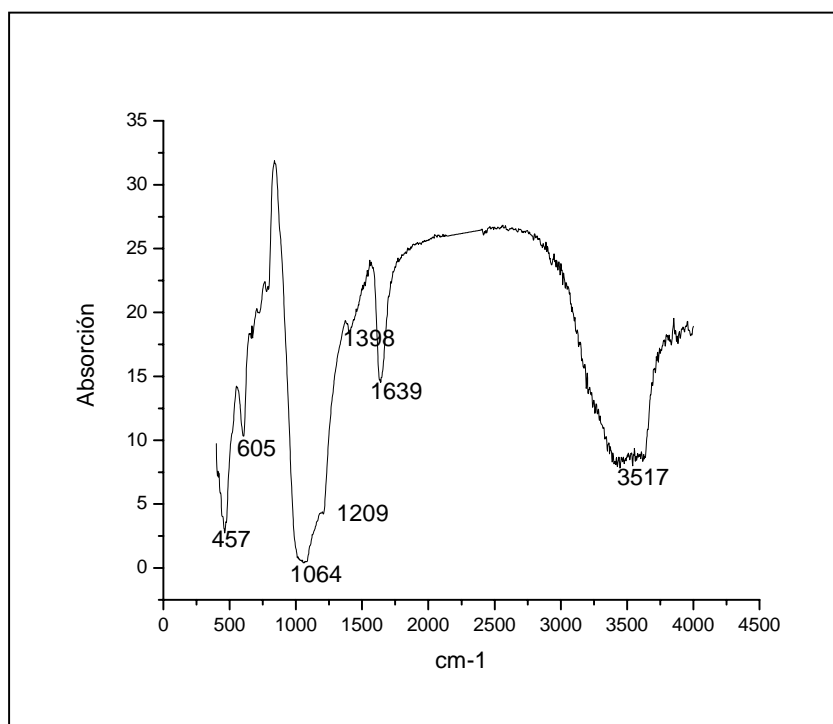


Figura 14. Análisis por espectroscopia infrarroja de una toba zeolitizada del yacimiento Caimanes después del tratamiento de secado y desorción del NH_3 presente en el sulfuro. Surge una nueva banda a los 1398 cm^{-1} .



De acuerdo con los resultados alcanzados puede decirse que los dos esquemas utilizados para secar el sulfuro que se produce en la ECECG son válidos. Con el esquema de secado dinámico se logra secar el sulfuro en un tiempo mas corto, ya que en 14 horas de tratamiento se logra disminuir casi el 30 % de la masa inicial valor que se alcanza en condiciones estáticas después de las 24 horas de tratamiento. Al efectuarse el secado del sulfuro por ambos esquemas da como resultado la formación de un sulfato hidratado de Ni mas amonio, denominado Nickelboussingaultite, $(\text{NH}_4)_2 \text{Ni} (\text{SO}_4)_2 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$. Habría que considerar los gastos energéticos que introduce el esquema de secado dinámico lo cual no fue el objetivo del presente trabajo. Ambos esquemas permiten no solo secar el sulfuro sino desorber el amoníaco que acompaña al sulfuro con elevada humedad como sale del proceso y que produce un efecto negativo al medio en las condiciones actuales en que se produce el secado en la ECECG. La existencia de dos yacimientos de tobas zeolitizadas en la provincia Holguín, el yacimiento Caimanes a unos 26 km de distancia de la ciudad de Moa y el yacimiento San Andrés a 17 km de la ciudad de Holguín, en el que está instalada una planta de procesamiento en explotación, es un factor positivo a la hora de aplicar los resultados de esta investigación y pensar en el escalado. Además hay que considerar la infraestructura existente en las empresas del níquel del territorio de Moa que permitiría el procesamiento mecánico (trituración) de las tobas del yacimiento Caimanes, las mas cercanas a Moa. Un elemento importante que debe ser estudiado es la posibilidad de usar las tobas zeolitizadas en repetidos ciclos de sorción / desorción, quedando por evaluar cuanto amoníaco se puede recuperar en el proceso de desorción, así como la posibilidad de la activación de las tobas zeolitizadas empleando concentradores solares. Esta última variante podría resultar muy económica en caso de que fuera viable para las condiciones industriales.

CONCLUSIONES

La utilización de las tobas zeolitizadas naturales de los yacimientos Caimanes y San Andrés, ambos pertenecientes administrativamente a la provincia Holguín, Cuba es una alternativa viable que se puede emplear en el proceso de secado del sulfuro que se produce en la ECECG de Moa.

Los dos esquemas empleados, el estático y el dinámico, para el secado del sulfuro son efectivos, la diferencia radica en el tiempo necesario para lograr que el sulfuro pierda entre el 25 y el 30 % de su masa inicial, quedando seco.

Durante el proceso de secado, el sulfuro, que es un material prácticamente amorfo, se transforma a sulfato hidratado de Ni mas amonio, presentándose la fase Nickelboussingaultite, $(\text{NH}_4)_2 \text{Ni} (\text{SO}_4)_2 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$.

Empleando ambos esquemas de secado no sólo se logra extraer el agua contenida en el material de partida sino también retener el amoníaco acompañante en las tobas zeolitizadas lo que permite disminuir el impacto ambiental que esto representa con los procedimientos actuales de secado.



AGRADECIMIENTOS

Agradecemos la cooperación brindada por el Departamento Técnico de la ECECG que suministró el sulfuro para los ensayos de laboratorio y al Departamento de Química del ISMM por su colaboración en las facilidades para realizar los experimentos, en particular al Dr.C Eulicer Fernández Maresma por su apoyo durante el proceso experimental.

BIBLIOGRAFIA

- Gottardi, G., E. Galli., 1985. Natural Zeolites. Alemania: Springer-Verlag Berlín Heidelberg, 409 pp.
- Orozco, G., 1996. Caracterización geólogo mineralógica del yacimiento de tobas zeolitizadas Caimanes, Moa, Holguín. Revista Minería y Geología, Vol 13 número 3, pp 45. Cuba.
- Ostroumov, M., 2003. Zeolitas de México: Diversidad mineralógica y aplicaciones.
<http://smm.iim.umich.mx/zeolitas.htm>.
- Paumier, V.; Díaz, M., A. Navarro, A., 1998. Aplicación de zeolitas naturales para remover contaminantes gaseosos inorgánicos. IV Taller de la Cátedra de medio ambiente, 17-19 de junio de 1998, Ciudad Habana.

OBTENCION DE PRODUCTOS FERTILIZANTES ORGANOMINERALES AMABLES CON EL MEDIOAMBIENTE

Jorge A. Febles González⁽¹⁾, Martha Velásquez⁽¹⁾, José Alonso Pérez⁽¹⁾

(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero- Metalúrgico Varona 12028, km 1.5, Finca La Luisa, Boyeros, Ciudad de La Habana, Cuba, E-mail cipimm@ip.minbas.cu.

RESUMEN

Se realizó la elaboración de una serie de productos fertilizantes órgano minerales diseñados de acuerdo a las condiciones de suelos y cultivos a partir de la combinación de materias primas de minerales nacionales y fuentes orgánicas con el objetivo de disminuir y/o sustituir la fertilización química tradicional a los cultivos agrícolas. La tecnología de elaboración desarrollada no produce ningún tipo de residual.

Los resultados agrícolas en diferentes cultivos demuestran que no existe detrimento en los rendimientos agrícolas y aumenta notablemente la calidad de los productos agrícolas obtenidos

ABSTRACTS

The elaboration of a series of organomineral fertilizing products was carried out, designed according to the soil and crops conditions based on the combination of raw materials from national minerals and organic sources aimed to diminish and/or substitute the traditional chemical fertilizers used for the agricultural products. This technology of elaboration produces no wastes.

The agricultural results in different crops demonstrate that there is no problem with the agricultural results and that it notably increases the quality of the agricultural products obtained.

INTRODUCCIÓN

Un fertilizante ecológico por lo general está constituido por una fuente orgánica en proporciones que varían desde un 40% hasta un 60%, y el resto debe estar formando por fuentes minerales capaces de enriquecer sus propiedades y satisfacer necesidades nutrimentales de los cultivos agrícolas, en tal sentido Martínez et al (2003) sugiere que un fertilizante ecológico en base seca y un contenido equilibrado de nutrientes en partículas N, P, K, Ca, Mg., así como no poseer sustancias tóxicas o capaces de acidificar o alcalinizar los suelos.

Para elaborar un buen fertilizante ecológico es necesario definir su finalidad, caracterizar adecuadamente sus constituyentes e identificar los suelos y los cultivos donde se aplicarán.

En Cuba existen varios yacimientos de zeolita, bentonita y roca fosfórica de interés económico y que pueden ser utilizados como fuentes minerales para elaborar fertilizantes ecológicos.

En cuanto al estudio, conocimiento y aplicación de las zeolitas en la agricultura cubana, se ha comprobado su efecto como enmendante de suelos, mejorador de las propiedades físicas y químicas de los fertilizantes, permite la reducción de los portadores minerales, se emplea como sustrato potencializador de los rendimientos agrícolas.

Los minerales arcillosos esmectítico (montmorillonita, bedelita, nontronita) presentes en las arcillas bentoníticas, constituyen un importante grupo de silicatos de capas que le confieren al incorporarse a los suelos buenas propiedades físicas como son capacidad de adsorción e intercambio iónico, alto grado de hidratación y plasticidad entre otros.

El descubrimiento de volúmenes de reservas con calidad de fosforita en el país, determinó que fuera la fuente de fósforo de mayores perspectivas para el desarrollo de la industria de fertilizantes nacionales.

El humus de lombriz es la fuente orgánica de mayores posibilidades para ser empleado en la confección de los fertilizantes ecológicos, ya que en el marco nacional se desarrolla un programa para lograr producciones del orden de las 14 millones de toneladas, además de poseer características beneficiosas para los suelos.

La materia orgánica es uno de los constituyentes fundamentales de la fertilidad de los suelos, su carencia determina bajos tenores de nitrógeno, fósforo, azufre, así como de algunos microelementos.

Son muchos los suelos del país que se beneficiarán con la aplicación de los nuevos productos fertilizantes órgano-minerales, en particular los Alíticos, Ferralíticos y Pardos Sialíticos, los cuales son usados intensamente en la producción agrícola, lo cual ha conllevado a al deterioro paulatino de sus propiedades fundamentales ocurriendo la degradación de los mismos y demandando cantidades crecientes de materia orgánica y otros minerales.

Para poder aplicar los fertilizantes ecológicos no basta con conocer las propiedades de los suelos, es necesario también conocer la demanda de nutrientes que demandan los cultivos.

El presente informe tiene como finalidad exponer los resultados de la caracterización de las fuentes minerales, orgánicas y de los suelos, los cuales constituyen con los elementos básicos el diseño de las distintas formulaciones de los fertilizantes ecológicos, así como la presentación de una tecnología para su elaboración la cual su característica fundamental es la posibilidad de ajuste de acuerdo a las necesidades de suelo y cultivo y de poca complejidad para que la misma pueda desarrollarse en cualquier región del país.

MATERIALES Y MÉTODOS.

Procedimiento para elaborar los fertilizantes ecológicos

A partir del estudio de las propiedades químicas y físico- químicas de los diferentes minerales residuales industriales y de las fuentes orgánicas, se realizó el análisis con vistas a la obtención de una familia de productos que cumplieran con los requisitos fundamentales para los diferentes tipos de suelos y cultivos más importantes de la región.

La preparación de las nueve variantes de fertilizantes ecológicos con diferentes relaciones internutrientes, se mezclaron y homogeneizaron convenientemente en la sección de preparación de muestras del CIPIMM.

La granulometría empleada fue: zeolita 1-3 mm conocida comercialmente como FERTISOL, la cual ha sido comprobada que es la de mejor efectividad en las aplicaciones agrícolas, tanto en aplicaciones directas a los suelos como en las mezclas con fertilizantes químicos y orgánicos; bentonita menor de 1 mm, la cual es la granulometría optima para ser utilizada como mejorador de los suelos. Febles et al (1988), roca fosfórica 0.1 mm tipo granular calcárea III recomendada por Morejón et al

(1989), turba (producto comercial del MINAGRI, Pinar del Río); (5) humus de lombriz (Instituto de Suelos).

Ensayo para evaluar la efectividad agronómica de nuevos fertilizantes ecológicos.

En condiciones controladas se ejecutaron 9 experimentos con suelos Ferralíticos Rojos del Municipio Güira de provincia La Habana.

El esquema experimental aparece en la Tabla I. y las características de los suelos en la Tabla VI.

Tabla I. Esquema general del ensayo.

Factor 1 (Fertilizantes)	Factor 2(Suelos) Categoría
1. Testigo absoluto	1. P1K1
2. PK	2. P1K2
3. NP	3. P1K3
4. NK	4. P2K1
5. NPK	5. P2K2
6. T1	6. P2K3
7. T2	7. P3K1
8. T3	8. P3K2
9. T4	9. P3K3
10. T5	-----
11. T6	-----
12. T7	-----

Numero de Tratamientos: $12 \times 9 = 108$.

Numero de Replicas: 3

Unidades experimentales: Macetas de 1,5 kg. de capacidad.

Cultivo: Tomate var. *Campbell 28*.

Numero de plantas por macetas: 2

Días a cosecha: 35.

Dosis de fertilización de referencia: 100 - 60 - 75 (N - P_2O_5 - K_2O respectivamente)

Dosis de los fertilizantes ecológicos: 5.45 g macetas⁻¹.

Dosis de N: 0.136 g N (0.296 g de urea maceta⁻¹)

Dosis de P_2O_5 : 0.15 g de P_2O_5 maceta⁻¹ (0.75 g de superfosfato sencillo)

Dosis de K_2O : 90 mg de K maceta⁻¹ (171.2 g de KCl)

Tabla II. Análisis químico de macrocomponentes en fosforitas de "Trinidad de Guedes".

MUESTRA	% P_2O_5	% CaO	% SiO_2	% Al_2O_3	% Fe_2O_3	% Na ₂ O	% K_2O	% MgO	% F	% PPI
TG-III	13,15	38,21	13,35	6,45	3,97	0,29	0,11	0,63	0,99	22,85
TG-II	30.92	43.70	6.94	3.85	3.84	0.47	0.10	0.28	2.32	7.60

Tabla III. Elementos mayoritarios y CIC total y por elementos en zeolitas de Tasajeras y San Ignacio.

ELEMENTO	% EN PESO (TASAJERAS)	% EN PESO (SAN IGNACIO)
SiO ₂	68,18	69,45
Al ₂ O ₃	12,17	10,35
Fe ₂ O ₃	2,12	2,98
CaO	3,40	3,67
MgO	1,05	1,20
Na ₂ O	1,25	1,14
K ₂ O	0,76	1,50
TiO ₂	0.15	0,21
PPI	10,16	10,88
CIC total (meq/100g)	124,50	135,80
meq / 100 g Ca ²⁺	78,83	81,29
meq / 100 g Mg ²⁺	2,75	7,35
meq / 100 g K ⁺	6,27	6,91
meq / 100 g Na ⁺	36,63	30,32

Tabla IV. Caracterización agronómica de la Turba (extraída en San Luis, Pinar del Río)

Características	pH	Contenido de nutrientes (en porciento)					
		Materia Orgánica	Nitrógeno	Fósforo	Potasio	calcio	Humedad
Turba	7.03	40	4.20	1.87	1.13	2.40	35

METODOLOGÍA

Premisas para formular las diferentes variantes de los fertilizantes ecológicos.

En la Tabla V se resumen las propiedades físicas y químicas de los suelos Alíticos, Ferralíticos, y Pardos Sialíticos, los cuales son elementos indispensables para elaborar y aplicar los fertilizantes ecológicos.

Como puede apreciarse los parámetros de las propiedades físicas y químicas que pueden mejorarse, son los contenidos bajos de arcilla mala agregación, baja CIC y materia orgánica, así como la extrema acidez de los suelos Alíticos, en los Ferralíticos, compactación, bajo contenido de materia orgánica, disminuir el PH y mantener las reservas de fósforo y potasio, mientras que en los Pardos Sialíticos, los contenidos de arcilla cuando están erosionados, la agregación de las partículas y mantener los tenores de materia orgánica, y la fertilidad natural. En tal sentido como se expone en la Tabla V, existe un grupo de fuentes orgánicas y minerales que le pueden dar solución a cada uno de los indicadores negativos que presentan los suelos recomendados para aplicar a los ecofertilizantes.

Tabla V. Propiedades fundamentales de los suelos que deben ser mejorados con los fertilizantes ecológicos.

Suelos/Parámetros	Alíticos <i>(contenido bajo de arcilla y agregados, baja CIC y Materia Orgánica, acidez en algunos casos)</i>	Ferralíticos <i>(compactación, bajo contenido de materia orgánica, elevación del pH y pueden agotarse las reservas de P y K)</i>	Pardos Sialíticos <i>(contenido de arcilla alto pero cuando están erosionados es bajo, semiondulados susceptibles a la erosión problemas de agregación los constituyentes no forman agregados estables, por lo general no tienen problemas de acidez, problemas de CIC y de permeabilidad, la fertilidad es de media a alta)</i>
Contenido de Arcilla y de Agregados	Mediante bentonita, zeolita y Materia orgánica	Zeolita, Materia orgánica para mejorar agregados	Bentonita, Zeolita y materia orgánica
Acidez	Mediante bentonita, zeolita, caliza fosfatada y materia orgánica Escoria	En los casos que existan mediante bentonita, zeolita y materia orgánica Escoria	-
CIC	Mediante bentonita, zeolita, caliza fosfatada y materia orgánica	Mediante bentonita, zeolita, caliza fosfatada y materia orgánica	-
Materia Orgánica	Mediante Materia orgánica	Mediante Materia orgánica	Mediante Materia orgánica
Permeabilidad y Porosidad	Mediante bentonita, zeolita y materia orgánica	Mediante bentonita, zeolita y materia orgánica	Mediante bentonita, zeolita y materia orgánica
Fertilidad	Mediante bentonita, zeolita, caliza fosfatada, escoria, materia orgánica y fertilizantes minerales	Mediante bentonita, zeolita, caliza fosfatada, escoria, materia orgánica y fertilizantes minerales	Mediante bentonita, zeolita, caliza fosfatada, escoria, materia orgánica y fertilizantes minerales

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

Tabla VI. Diferentes formulaciones de fertilizantes ecológicos elaborados.

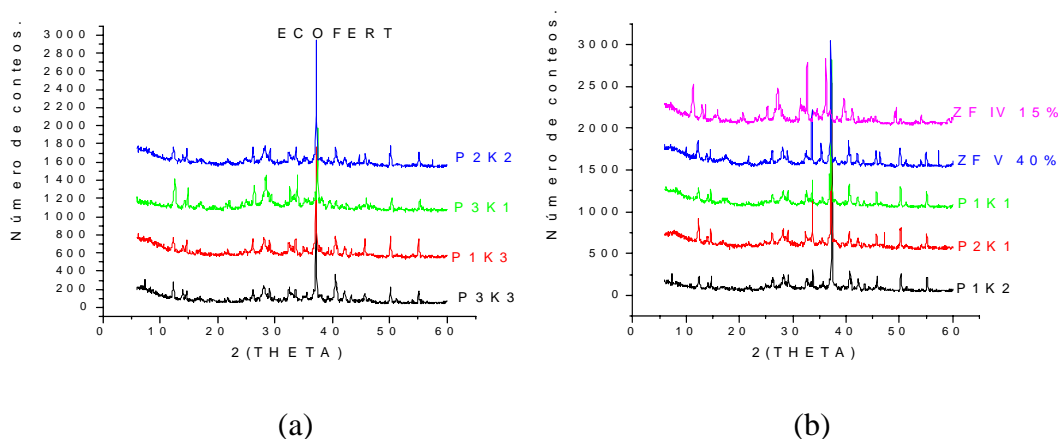
CÓDIGO DEL PRODUCTO	Concentración			RELACIÓN INTER-NUTRIENTES
	N (Kg)	P ₂ O ₅ (Kg)	K (Kg)	
P3K3	31	30	75	1,01- 1- 2,5
P1K3	42	30	-	1,4 – 1 - 0
P3K1	42	-	75	1,4 – 0 – 2,5
P2K2	42	15	35	2,8 – 1 – 2,3
P1K2	42	30	35	1,4 – 1 – 1.16
P2K1	42	15	75	2,8 – 1 - 5
P1K1	42	30	75	1,4 – 1 – 2,5
ZEOFERT V 15% TURBA	30	15	-	2 – 1 - 0
ZEOFERT IV 40% TURBA	26,3	15	-	2 – 1,75 - 0

Caracterización de los fertilizantes ecológicos elaborados.

En la Figura 1 (a y b) se muestran los difractogramas de polvos de DRX para las nueve variantes de fertilizantes preparadas, donde se distinguen las fases zeolíticas dados por los máximos fundamentales a las distancias interplanares de: 9,02; 7,92; 3,96 y 3,47 Å y su presencia es notoria en las formulaciones: P3K1; P2K1 y ZEOFERT IV (15% turba). Por otra parte se observa en todos los difractogramas presencia de la arcilla montmorillonítica por su reflejo en $d = 15,1$ Å. Es notorio además la fase calcítica bien cristalizada cuyos máximos de mayor intensidad se aprecian en los difractogramas con $d = 3,03$; 2,50 y 2,29 Å. Se detectan además las reflexiones que diagnostican al sulfato de calcio dihidratado (yeso) presente en los portadores de materia orgánica y distinguible por su máximos: 7,60; 4,28; 3,77; 3,05 y 2,88 Å.

Es de señalar que en todos los difractogramas se observan una elevación del fondo en el intervalo angular entre 20-30° debido a la presencia de materia orgánica, donde se hace más notable en las formulaciones P3K1; P1K3; P2K2; P1K2; P2K1 y P1K1.

Figura 1 Difractograma característico de las mezclas ECOFERT



Prueba agronómica preliminar en condiciones controladas de las formulaciones elaboradas de Ecofert.

Para el trabajo con las formulaciones se tomó como estudio de caso el cultivo del tomate para lo cual se tuvo en cuenta que las 31 537 hectáreas cultivadas cada año en la provincia de La Habana de esta hortaliza están distribuida en las nueve categorías de abastecimiento de nutrientes reportadas por el registro de fertilidad (Tabla VII) y la extracción y exportación que realiza este cultivo de acuerdo a los rendimientos promedios históricos aparecen en las Tabla VIII y IX.

Tabla VII. Distribución de áreas en caballerías con relación a la categoría de abastecimiento de P y K en el cultivo del tomate en la provincia de La Habana.

P1	P2	P3	K1	K2	K3
223	248	658	115	123	901

Tabla VIII. Rendimiento y extracción del tomate en Provincia La Habana.

CULTIVO	Rendimiento promedio Prov. Habana	Extracción		
		N	P ₂ O ₅	K ₂ O
Tomate	15.42 t/ha	30.84	15.42	92.52

Tabla IX. Comportamiento de la extracción y exportación del tomate.

Cultivo	Extracción			Exportación		
Tomate	N	P ₂ O ₅	K ₂ O	N	P ₂ O ₅	K ₂ O
Proporción	2	1	6	1	0.6	4

El análisis de los resultados del ensayo bajo condiciones controladas, teniendo en cuenta el factor suelo mostró que la respuesta agronómica se comportó de la siguiente forma: Suelo 9 > Suelo 8 > Suelo 6 > Suelo 5 = Suelo 7 > Suelo 4 = Suelo 3 > Suelo 2 > Suelo 1, lo cual esta en correspondencia con el nivel de disponibilidad de P y K en los mismo y el cultivo empleado como planta indicadora (ver esquema general del ensayo) (Tabla IX).

Cuando se analizó el factor fertilizante se pudo observar que: el tratamiento con fertilizantes minerales, el tratamiento con NPK fue muy superior al resto, siendo el comportamiento del resto de los productos de la siguiente manera: T7 > T1 > PK = T2 > T4 = T6 = T3 > T5 = NK > NP >> Testigo sin fertilizar. Para dar explicación a este fenómeno se debe tener en cuenta varios factores: a) nivel de disponibilidad de P y K del suelo evaluado, b) velocidad de liberación de nutrientes de los productos evaluados, c) características del cultivo empleado como planta indicadora.

Tabla X. Producción media de Masa seca aérea (g maceta^{-1}) en el cultivo del tomate fertilizado con diferentes Ecofertilizantes.

Fertilizantes	Suelo1	Suelo2	Suelo3	Suelo4	Suelo5	Suelo6	Suelo7	Suelo8	Suelo9
1. Testigo absoluto	2.12	2.31	2.64	2.48	2.89	2.76	2.49	2.98	3.02
2. PK	3.69	3.96	3.64	3.98	3.85	3.88	3.94	4.01	4.08
3. NP	3.03	3.79	3.92	2.97	3.87	4.16	3.82	3.91	4.25
4. NK	2.98	3.12	3.21	3.93	4.02	4.20	4.16	4.29	4.33
5. NPK	4.26	4.19	4.27	4.36	4.23	4.78	4.65	4.89	4.97
6. T1	3.66	3.83	3.80	3.86	3.97	4.01	3.80	4.10	4.11
7. T2	3.71	4.04	3.90	3.87	4.06	3.88	3.66	3.91	3.86
8. T3	3.56	3.68	3.96	3.88	3.97	3.73	4.16	3.84	3.72
9. T4	3.81	3.46	3.79	3.77	4.07	3.91	3.79	4.10	3.98
10. T5	3.67	4.11	3.76	3.65	3.81	3.82	3.93	3.70	3.74
11. T6	3.77	3.74	3.67	4.03	3.89	3.94	3.97	3.73	3.83
12. T7	3.87	3.81	3.99	4.01	4.02	4.12	4.14	4.05	4.16

Error .Estándar para la x media = 0.123 (para la interacción Fertilizantes x Suelo)

Es evidente que el factor más limitante para el rendimiento agrícola en este ensayo es nitrógeno, por ser deficiente para los nueve suelos incluidos en el ensayo, sin embargo aun cuando el producto T 6 mostró los niveles de disponibilidad de N y P más altos quizás no fue el de mejor respuesta debido a que la liberación de nutrientes en el mismo tuvieron una mayor velocidad que en los productos T7 y T1 (Tabla X), incluso los niveles de liberación de nutrientes de los productos no guardo una relación directa con las cantidades presentes en los mismos, lo cual muestra que quizás es tan importante las cantidades añadidas como las combinaciones entre los diferentes productos. Llama la atención que no se encontraron diferencias significativas entre los productos T4, T6 y T3 aspectos que debe prestársele atención en los próximos ensayos.

El análisis de la interacción suelo x fertilizante arrojó que el tratamiento NPK fue significativamente superior al resto de los productos, lo que concuerda con estudios precedentes Guzmán *et al.*, (1983) y De la Vega y Chong, 1992). En relación al producto con que se alcanzó una mejor respuesta se encontró lo siguiente: Para los suelos 1, 3, 6, 7 y 9 el T7, para el suelo 2 el T5, para el suelo 4 T6 y para el suelo 5 y 8 el T4. Sin embargo el comportamiento de los suelos mostró siempre una aceptable respuesta con los productos T1 y T7, lo cual debe darse seguimiento en los próximos ensayos.

Debido a la importancia que ha adquirido actualmente el programa de materia orgánica y el empleo de humus de lombriz como sustituto de fertilizantes orgánicos en la agricultura cubana otros ensayos deben realizarse teniendo en cuenta este resultado de manera tal que se pueda definir si es más conveniente producir solo dos o tres tipos de productos para las nueve categoría de suelos definidos por el registro de fertilidad.

CONCLUSIONES:

1. Todos los materiales, minerales y orgánicos, estudiados cumplen con los parámetros técnicos, de calidad y ambiental para ser utilizados en la agregación de los productos ecológicos.
2. Es posible obtener una tecnología de forma preliminar por medio de la mezcla de los materiales orgánicos y minerales, teniendo en cuenta el suministro de nutrientes de los mismos, las propiedades de los suelos y el tipo de cultivo en cuestión.
3. Los productos elaborados, son capaces de suministrar nutrientes de forma gradual, los cuales se aplicarán en dependencia de la categoría de los suelos, con el fin de aumentar la eficacia de los mismos.

BIBLIOGRAFÍA

- Martínez, F; B. Calero; R. Nogales; L. Rovesti. 2003. Lombricultura. Manual Practico. Editores: B. Calero Martín y L. Rovesti. 98 pp. Instituto de Suelos.
- Febles, J.A. 1988. Aplicaciones agrícolas de las zeolitas y bentonitas cubanas en la agricultura. Taller Internacional de no Metálicos en la Agricultura, UNIDO; Pilzen Checoslovaquia.
- Morejón L. 1989. Empleo de la roca fosfórica en los suelos Ferralíticos Rojos de la provincia de la Habana. Cien. Agric.
- Guzmán, J. de J.: Hortensia Cardoza y A. Maestrey. 1983. Estudio de fuentes y niveles de materia orgánica en el cultivo del tomate (*Lycopersicum sculentum*). Ciencia y Técnica de la Agricultura, Serie Suelos y Agroquímica. 6(3): 43-52.
- De la Vega, R. y O Chong. 1992. El humus de lombriz: su uso en el cultivo del tomate. Resúmenes del VIII Seminario Científico del INCA y Biofetro'92 AQ-P; 34.



DIAGNÓSTICO TECNOLÓGICO AMBIENTAL DE LOS EFLUENTES INDUSTRIALES EN LA PRODUCCIÓN DE SAL EN GUANTÁNAMO.

Marcela Figueredo Frías⁽¹⁾, Mirtha López Vargas⁽¹⁾, Idalberto García⁽¹⁾, Anolan Díaz⁽¹⁾, Carlos González⁽¹⁾

(1) Carretera de Varona # 12028 Capdevila Boyeros, Ciudad de La Habana, Cuba, E-mail cipimm@ip.minbas.cu

RESUMEN

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, es por esto la importancia de lograr un manejo adecuado de sus recursos con cuidado del medio ambiente.

El presente trabajo tuvo como objetivo realizar un diagnóstico tecnológico ambiental de los residuales industriales de la Empresa Salinera de Guantánamo, esto incluyó un estudio de las condiciones ambientales actuales que permitió evaluar el estado de los parámetros hidroquímicos de las lagunas en las salinas Cerro-Guayabo y Frank País, caracterizar los afluentes y efluentes, así como evaluar la calidad del aire en la zona de trabajo y al atmósfera de la planta de beneficio y el funcionamiento del Sistema de Gestión Ambiental.

Con la ejecución del diagnóstico tecnológico ambiental se pudo comprobar que las salinas Frank País y Cerro-Guayabo contribuyen a la degradación de la calidad de las aguas de la Ensenada, aportando cargas promedios de $\text{Ca} = 45,4 \text{ Kg/d}$; $\text{Mg} = 4150 \text{ Kg/d}$; $\text{SO}_4 = 3156,3 \text{ Kg/d}$ y $\text{NaCl} = 30,3 \times 10^3 \text{ Kg/d}$. Además las determinaciones de polvo en la zona de trabajo, en los niveles analizados estuvieron por encima de los límites permisibles. También se determinó la carga de fósforo que anualmente aportan las salmueras residuales, que fue de 1738 Kg, intensificando el proceso de eutroficación de la Ensenada Cerro-Guayabo.

ABSTRACT

Nowadays, many of the human activities hazard the balance of the natural ecosystems, due to their effects on the endemic animals and plants; however salt mines, in spite of being artificial habitats, are biologically rich, that is why it is important to achieve an adequate management of their resources, being careful with the environment.

The present work had as main objective to carry out an environmental technological diagnosis of the industrial residues of the Guantánamo Salt Mine Enterprise. This included a study of the present environmental conditions which permitted to evaluate the state of the hydro-chemical parameters of the ponds in the Cerro-Guayabo and Frank País salt mines, to characterize their effluents and affluent, to evaluate the quality of the air in the working zone and the atmosphere in the beneficiation plant as well as the way the Environment Management System is working.

With the carrying out of the environmental technological diagnosis we were able to check that those 2 salt mines (Cerro-Guayabo and Frank País) contribute to the water quality degradation in the Creek, giving average loads of $\text{Ca} = 45,4 \text{ kg/d}$, $\text{Mg} = 4150 \text{ kg/d}$, $\text{SO}_4 = 3156,3 \text{ kg/d}$ and $\text{NaCl} = 30,3 \times 10^3 \text{ kg/d}$. Besides, the determinations of dust in the working zone were over the permissible limits in the levels being analyzed. Also the load of phosphorus was determined given by the residual brines, which was of 1738 kg, intensifying the process of eutrophication in the Cerro-Guayabo Creek.



INTRODUCCIÓN

Como consecuencia de la aplicación de la Política y la Estrategia Ambiental del MINBAS a las Empresas Geólogo- Mineras y tomando en consideración la Ley No 81 del Medio Ambiente, se hace oportuno elevar la actividad de gestión ambiental a un plano cualitativamente superior. Es decir orientar las actividades de gestión a la prevención, reducción y control de la contaminación, por tal motivo se seleccionó la Empresa Salinera de Guantánamo para la caracterización de los residuales industriales generados en el proceso de obtención de la sal común.

El valor biológico de nuestras salinas resulta de particular interés si sólo nos detenemos a pensar que la Bahía de Guantánamo, donde están ubicadas, ha sido severamente alterada por la urbanización y la expansión de las actividades económicas. La importancia biológica, la alta fragilidad y el incremento de las cargas: estos son parámetros a tener en cuenta en cualquier acercamiento sistemático a las salinas de Guantánamo de manera que apunten a la conservación de este extraordinario hábitat.

La Empresa Salinera de Guantánamo es la salina más grande de nuestro país, situada en el municipio de Caimanera. Su producción representa el 70% del total que se obtiene anualmente, en lo fundamental los residuales que genera esta instalación se pueden clasificar en tres tipos de acuerdo a su estado físico: sólidos, líquidos y gaseosos. En esta etapa del trabajo se realizó un diagnóstico de la situación ambiental actual, se caracterizaron cualitativa y cuantitativamente la calidad de los afluentes y efluentes a partir de los datos recopilados en la planta del 2001 hasta abril del 2004, y se realizaron los muestreos correspondientes para la actualización de los parámetros y la determinación de otros parámetros indicadores de la contaminación. Además se realizó una evaluación de la calidad del aire en la zona de trabajo.

MATERIALES Y MÉTODOS.

En una primera etapa se realizaron muestreos durante el inicio del período de lluvia. El muestreo abarcó las áreas más vinculadas con las actividades que impactan el medio ambiente marino.

Debe destacarse que los muestreos realizados no coincidieron con lluvias intensas. 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.

En los trabajos de campo se determinaron in situ los parámetros de: gastos líquidos (m^3/h), pH, oxígeno disuelto y densidad.

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	In situ



membrana.		
Densidad	Aerómetro Baumé	In situ
Nitrógeno	Kjeldhal	Laboratorio
Fósforo	Espectrofotométrico visible	Laboratorio
Nitrito	Kjeldhal	Laboratorio
Calcio	Volumétrico	Laboratorio
Magnesio	Volumétrico	Laboratorio
Sulfato	Gravimétrico	Laboratorio
Cloruro	Volumétrico	Laboratorio
As, Hg, Pb, Fe y Cd	EAA y ICP	Laboratorio
Sólidos Totales	Gravimétrico	Laboratorio
Turbidez	Método Visual	Laboratorio
DEC	Espectrofotométrico	Laboratorio
Yoduro	Volumétrico	Laboratorio
Ferrocianuro	Colorimétrico	Laboratorio
Flujos en la descarga de salmueras residuales.	Por cálculo*1	Laboratorio
Polvo en suspensión	Gravimétrico	In situ*2

*1 Los cálculos se realizaron estimando una altura promedio de salmuera en los cristalizadores a drenar de 12cm, al área (m²) de cada cristalizador muestreado y el tiempo que demora en drenar cada uno.

*2 Muestreador de polvo, MiniVol Portable PM 10.

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

Se analizaron previamente los antecedentes de la contaminación de la bahía de Guantánamo, haciendo énfasis en la Ensenada de Cerro- Guayabo donde está ubicada el área de bombeo de las salinas mencionadas.

Con vistas a establecer un criterio del ecosistema salinero se estudiaron las variaciones de la lluvia, la evaporación y la densidad del agua de mar. Para esto se determinó la estadística elemental de cada una de las variables evaluadas las cuales mostramos en la siguiente tabla No. I:



Tabla No.I Estudio de las variaciones de lluvia, evaporación y densidad del agua de mar (2001-2003).

Serie	Salina Frank País			Salina Cerro Guayabo		
	Valor Medio	Desviación Standard	Coefficiente Variación (%)	Valor Medio	Desviación Standard	Coefficiente Variación (%)
Lluvia	53,54	54,64	102,05	55,04	53,78	97,7
Evaporación	191,94	31,87	16,16	193,82	34,99	18,05
Densidad	3,53	0,20	5,73	3,46	0,18	5,21

En la tabla anterior podemos apreciar que la lluvia y la evaporación en la salina Cerro-Guayabo fue ligeramente mayor que en la Frank País; la coincidencia entre las dos series para la lluvia fue de un 90,9% y para la evaporación fue de un 64,78%. También podemos ver que la densidad en ambas salinas fue muy similar y la coincidencia entre las dos series de densidad fue insignificante.

También se analizó el comportamiento estadístico de la toma de agua de mar donde está ubicada el área de bombeo de las salinas durante el período del 2001 hasta abril del 2004, obteniéndose los siguientes resultados:

Tabla No.II Comportamiento estadístico de los afluentes en el Canal Deseo.

Serie (g/L)	Valor Medio	Desviación Standard	Coefficiente de Variación (%)
Ca	0,39	0,06	15,6
Mg	1,34	0,21	15,77
SO ₄	2,63	0,56	21,3
NaCl	19,7	3,89	19,6

Tabla No.III Comportamiento estadístico de los afluentes en la Ensenada Cerro-Guayabo.

Serie (g/L)	Valor Medio	Desviación Standard	Coefficiente de Variación (%)
Ca	0,39	0,06	15,6
Mg	1,23	0,19	15,8
SO ₄	2,48	0,53	21,4
NaCl	20,65	4,05	19,4



Evaluando los resultados podemos decir que la concentración de los elementos analizados, se comportó similar en ambas zonas.

A continuación se muestra un estudio del comportamiento estadístico de las concentraciones de Ca, Mg, SO₄ y NaCl en el período del 2001 hasta el mes abril del 2004 para ambas salinas en el drenaje de los cristalizadores en el canal de descarga al medio.

Tabla No.IV Comportamiento estadístico de los efluentes en la salina Cerro-Guayabo.

Serie (g/L)	Valor Medio	Desviación Standard	Coefficiente de Variación (%)
Ca	0,644	0,48	74,15
Mg	21,6	6,85	31,74
SO ₄	18,73	5,01	26,76
NaCl	186,86	2,73	1,46
Densidad (⁰ Be)	26,2	1,21	4,6

Tabla No. V Comportamiento estadístico de los efluentes en la zona de los 30000m².

Serie (g/L)	Valor Medio	Desviación Standard	Coefficiente de Variación (%)
Ca	0,24	0,11	44,33
Mg	25,48	9,9	38,83
SO ₄	23,37	16,6	71,06
NaCl	186,35	10,48	5,62
Densidad (⁰ Be)	26,4	2,71	10,26

Tabla No.VI Comportamiento estadístico de los efluentes en la zona de los 40000m².

Serie (g/L)	Valor Medio	Desviación Standard	Coefficiente de Variación (%)
Ca	0,39	0,29	74,6
Mg	26,55	6,07	22,87
SO ₄	18,77	7,11	37,87
NaCl	177,51	16,05	9,04
Densidad (⁰ Be)	26,8	1,9	7,07



Tabla No. VII Comportamiento estadístico de los efluentes en la zona vieja de los 211100m².

Serie (g/L)	Valor Medio	Desviación Standard	Coefficiente de Variación (%)
Ca	0,30	0,2	64,57
Mg	26,37	7,84	29,73
SO ₄	22,06	6,48	29,39
NaCl	183,5	18,13	9,88
Densidad (⁰ Be)	26,6	1,76	6,57

Como se puede apreciar comparando las concentraciones promedios de calcio en las dos salinas, en Cerro-Guayabo es mayor que en Frank País lo cual responde a las características peculiares de los suelos en cada zona. Además si comparamos estos valores con la concentración de Ca, que por norma debe tener el agua de mar se puede decir que en el Cerro-Guayabo la concentración de Ca se comporta un poco por encima de lo establecido, lo cual indica que este parámetro varía poco en el proceso. Sin embargo en la salina Frank País se observa una disminución de este elemento con relación a la concentración en el afluente, lo cual refleja que se está sedimentando en los suelos de las lagunas y al drenar las salmueras de desecho de los cristalizadores no se incrementa la concentración en el efluente.

Es importante destacar que en el estudio del comportamiento estadístico de la salina Frank País se dividió por zonas, debido fundamentalmente a las características de los suelos, haciendo énfasis en la zona de los 30000m² donde la cristalización es uniforme, más rápida, mayor evaporación y formación de cristales medianos, blancos y más consistentes. Esto responde a las excelentes condiciones climáticas, de la zona de Caimanera en comparación con la del Cerro-Guayabo aunada a las características de los suelos en las lagunas.

Otro aspecto a señalar es que durante la visita a las salinas se pudo ver que en general los desagües se encuentran en mal estado y en algunos casos no existen. Esto ocasiona que se dejen de drenar las lagunas provocando pérdidas de las áreas de las salinas, y consecuentemente la contaminación de los suelos formando ecosistemas anóxicos en estas lagunas, debido a la presencia de salmueras de desecho que con el tiempo acompañadas de las reacciones geoquímicas en los sedimentos liberan gases venenoso.

Con relación al Mg y al SO₄ el comportamiento entre las dos salinas es similar o sea se observa que la tendencia es a aumentar la concentración, siendo mayor en la Frank País. Comparando las concentraciones promedio del SO₄ y el Mg con la concentración en el afluente aumenta entre 7-16 veces su valor respectivamente, lo cual indica que el efluente pudiera afectar la concentración de fondo de estos elementos en el medio marino, esto dependería en gran medida de su capacidad de dilución.

Cabe destacar además que por estudios realizados en la Bahía de Guantánamo, en los últimos años se han depositado más de 45 millones de m³ 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.



Como se puede apreciar el comportamiento del NaCl en ambas salinas es similar y comparando con la concentración en el afluente es 9,5 veces mayor su valor. Del mismo modo es una concentración considerable que se está incorporando al medio marino, contribuyendo aún más al deterioro de la calidad de sus aguas.

El comportamiento de la densidad es muy similar en las dos salinas y en relación con la densidad del agua de mar es 7 veces mayor. O sea se está devolviendo al medio un efluente más concentrado.

Comportamiento del 50% de la distribución de frecuencias acumulativas de las concentraciones y las cargas determinadas en el canal de drenaje de los cristalizadores al medio en las salinas.

Como criterio de impacto ambiental se procedió a analizar los valores del 50% de la distribución de frecuencias acumulativas en el canal de drenaje de los cristalizadores. En la tabla No.VIII que aparece a continuación se resume el comportamiento de este criterio en los indicadores de Ca, Mg, SO₄ y NaCl :

Tabla No.VIII Comportamiento del 50% de la frecuencia acumulativa de las magnitudes de las concentraciones en (g/L).

Concentración (g/L)	Salina Cerro- Guayabo	Salina Frank País		
		Zona 30000m ²	Zona 40000m ²	Zona 211100m ²
Ca	0,4	0,25	0,3	0,25
Mg	19,2	27,0	26,0	25,0
SO ₄	21,0	18,5	20,0	21,0
NaCl	187,3	190,0	186,0	184,2

Los indicadores de la contaminación se presentan según la secuencia:

Parámetro

Variación secuencial entre las salinas

Para Ca, SO₄, NaCl

CG > FP

Mg

CG < FP

Como se puede ver en la secuencia los valores obtenidos para cada uno de los parámetros determinados, bajo el criterio del 50% de la distribución de frecuencias acumulativa porcentual, en la salina Cerro-Guayabo son mayores que los obtenidos en la salina Frank País; siendo este comportamiento contrario para el magnesio.

En el análisis del comportamiento de las cargas se siguió el mismo criterio de impacto ambiental utilizado en el análisis de las concentraciones. En la tabla No. VIII se resume el comportamiento del 50% de la distribución de frecuencia acumulativa para los indicadores de Ca, Mg, SO₄ y NaCl.



Tabla No.VIII Comportamiento del 50% de la frecuencia acumulativa de las magnitudes de las cargas en (Kg/d).

Cargas(Kg/d)	Salina Cerro-Guayabo	Salina Frank País		
		Zona 30000m ²	Zona 40000m ²	Zona 211100m ²
Ca	49,2	32,0	80,0	20,5
Mg	2600,0	4x10 ³	7,5x10 ³	2500,0
SO ₄	2150,0	2675,0	6,0x10 ³	1,8x10 ³
NaCl	20x10 ³	27,9x10 ³	54,2x10 ³	19,0x10 ³

Los indicadores de la contaminación se presentan según la secuencia:

Parámetro

Variación secuencial entre las salinas

Para Mg, SO₄, NaCl

CG< FP

Ca

CG>FP

En la variación secuencial de las cargas obtenidas por parámetros, se observa el predominio de la secuencia FP>CG, y las cargas obtenidas para el Ca son mayores en Cerro-Guayabo en comparación con Frank País.

Resultados de la caracterización de los afluentes en las salinas.

En la siguiente tabla No. X se reportan los valores de los parámetros físico-químicos determinados en los afluentes:

Tabla No.X Comportamiento de las concentraciones promedios en las tomas de agua de mar.

Zona de muestreo	ppm										UF
	pH	OD	NO ₂	PO ₄	As	Pb	Hg	Fe	ST	STV	Turbi- dez
Ensenada Cerro-Guayabo	6,9	3,4	<0,005	0,1	<0,2	<0,3	< 0,1	<0,4	39138	4790	4,35
Canal Deseo	7,1	3,3	<0,005	0,1	<0,2	<0,3	< 0,1	<0,4	40720	5024	4,35

Como se puede ver el comportamiento del pH es muy similar en ambas zonas, y se encuentra dentro de los límites permisibles.

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, 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.

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 la norma establecida.

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

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.

Evaluación de los parámetros hidroquímicos en las lagunas salineras y su impacto en el medio marino.

Se realizó un estudio del comportamiento del oxígeno disuelto y la concentración de nutrientes en las salinas, muestreando en un ciclo completo (evaporación, concentración y cristalización). Además se determinó la concentración de As, Hg, Pb y Fe en las lagunas.

Tabla No.XI Resultados obtenidos en la salina Cerro-Guayabo.

Etapas	Laguna	ppm								
		pH	Densidad (⁰ Be)	OD	Nt	Pt	As	Hg	Pb	Fe
Evaporación	L-2	6,6	5,3	2,81	ND	<0,18	<0,2	<0,1	<0,3	<0,4
	L-5	7,6	7,7	2,69	ND	<0,18	<0,2	<0,1	<0,3	<0,4
	L-11	6,9	14,8	2,73	ND	<0,18	<0,2	<0,1	<0,3	<0,4
Concentración	L-12	6,8	17,3	2,7	ND	<0,18	<0,2	<0,1	<0,3	<0,4
	L-15	6,5	23,3	2,7	ND	<0,18	<0,2	<0,1	<0,3	<0,4
Cristalización	C-C	6,5	25	2,65	ND	<0,18	<0,2	<0,1	<0,3	<0,4



Tabla No.XII Resultados obtenidos en la salina Frank País.

Etapa	Laguna	ppm								
		pH	Densidad (⁰ Be)	OD	Nt	Pt	As	Hg	Pb	Fe
Evaporación	L-34	7,6	13,6	1,6	ND	0,25	<0,2	<0,1	<0,3	<0,4
Concentración	L-10	6,7	25,4	1,8	ND	0,85	<0,2	<0,1	<0,3	<0,4
	C-9	6,4	26,8	1,6	ND	1,45	<0,2	<0,1	<0,3	<0,4

Etapa	Laguna	ppm								
		pH	Densidad (⁰ Be)	OD	Nt	Pt	As	Hg	Pb	Fe
Concentración	L-1	7,1	20,5	2,44	ND	0,38	<0,2	<0,1	<0,3	<0,4
	L-10	6,8	25,5	2,54	ND	0,82	<0,2	<0,1	<0,3	<0,4
	L-11	6,9	25,7	2,45	ND	0,83	<0,2	<0,1	<0,3	<0,4
Cristalización	C-D	6,8	26,3	2,45	ND	1,42	<0,2	<0,1	<0,3	<0,4
	FH	6,7	27,2	2,41	ND	1,45	<0,2	<0,1	<0,3	<0,4
	L-2	6,4	29,3	2,43	ND	1,52	<0,2	<0,1	<0,3	<0,4
	L-7	6,6	27,1	2,44	Nd	1,5	<0,2	<0,1	<0,3	<0,4
	C-3	6,5	27,2	1,64	ND	1,51	<0,2	<0,1	<0,3	<0,4
	EG	6,4	27,2	1,6	ND	1,52	<0,2	<0,1	<0,3	<0,4

Como la mayoría de las bahías del mundo la de Guantánamo se encuentra antropizada con una tendencia marcada a aumentar el proceso de eutrofización de sus aguas, debido fundamentalmente a su insuficiente hidrodinámica unido al aporte de contaminantes de las salinas, que contribuyen también a este proceso.

En los muestreos realizados en la salina Frank País, se pudo detectar que en correspondencia con el comportamiento anóxico del sistema, se observó un incremento progresivo en la concentración de fósforo en las lagunas, lo cual no sucedió en el Cerro-Guayabo en el período analizado.

Como se puede ver la concentración promedio de fósforo en la Frank País, en las salmueras residuales fue de 1,5 ppm, y aunque no supera los límites máximos permisibles según se establece en la norma, nos da una medida del grado de contaminación que aportan estos efluentes a las aguas de la Ensenada Cerro-Guayabo; si consideramos que anualmente como promedio se vierten más de 1158662 m³ de salmuera, que aportan una carga de 1738 Kg de fósforo y que representan una población de algas de 199028,24 Kg, según datos recopilados en los registros del laboratorio.

El fósforo constituye un sustrato limitante en la producción de algas y al aumentar su concentración, aumenta también la población de algas, lo cual traería como consecuencia una



mayor producción de oxígeno. Este proceso ocurre de forma muy rápida, ocasionando que se rompa el equilibrio biológico existente entre la respiración y la fotosíntesis. Tendríamos como resultado que la gran cantidad de algas producidas inicialmente, debido a limitaciones nutricionales, comenzarían a morir. Esta biomasa muerta no sería más que un aporte de materia orgánica en el cuerpo de agua marina, que a la larga requeriría un consumo de oxígeno considerable, por parte de las bacterias heterotróficas; este fenómeno se conoce como eutroficación.

Evaluando estos resultados es evidente, que se hace necesario tomar medidas preventivas, a fin de minimizar este impacto.

Con relación a los resultados obtenidos para las concentraciones de As, Hg, Pb y Fe; en ambas salinas se consideran bajos.

Análisis de los resultados del muestreo de polvo en la zona de trabajo.

Para evaluar la calidad del aire en la zona de trabajo de la planta, se realizó un recorrido por toda la línea del flujo de producción y mediante la observación visual determinamos los puntos de muestreos. Es de destacar que la planta estaba bajo un proceso de reparación capital, por lo que muchos de los puntos con emisión de polvos estaban en proceso de ajuste, así como también del equipamiento.

Los resultados obtenidos de la toma de muestra en el área del molino No 1, las concentraciones promedio de polvo en las muestras analizadas son de 25,9 y 14,7 mg/m³ (en condiciones estándar) y 25,1 y 14,3 mg/m³ (condiciones ambiente). Como se puede apreciar las concentraciones varían muy poco con relación al estado en que se calculan, observándose una diferencia sustancial cuando los cálculos se realizan tomando en cuenta el tiempo de parada de la planta y el tiempo de operación durante la toma de muestra. Así podemos ver que los valores de 25,9 mg/m³ en condiciones estándar corresponden al tiempo efectivo de trabajo de la planta que fue de 56,7 % mientras que el valor de 14,3 mg/m³ se calculó teniendo en cuenta el tiempo total de toma de muestra.

Estos resultados nos muestran que el polvo se genera cuando el molino está trabajando y que con la planta a plena capacidad funcionando establemente las concentraciones de polvo serían mayores que las que hemos determinado en estos análisis previo, pues al haber tenido varias paradas en el período de toma de muestra pasan siempre algunos minutos en que se genere polvo después de cada arrancada. No obstante las concentraciones obtenidas estuvieron por encima de la concentración máxima admisible según la Norma Cubana NC: 19-01-03, que es de 10 mg/m³ para concentración de polvo en suspensión, sin contenido de sílice en puestos de trabajo.

La zona del molino 2 presenta una situación mucho más desfavorable pues los contenidos de polvo son de 166,7 y 135,7 mg/m³ de aire (condiciones estándar) por lo que la concentración de polvo está 16,67 y 13,57 respectivamente por encima de lo permitido según la Norma. Es de destacar que además de haber más producción de polvo, en esta zona el tiempo de trabajo efectivo en la toma de muestra fue de 81,7 %, por tal motivo la diferencia entre la concentración de polvo del tiempo efectivo y el total del tiempo de toma de muestra no fue tan marcado (16,67 y 13,57 respectivamente).

CONCLUSIONES



- ✓ Los resultados obtenidos en la caracterización de los afluentes, evidencian la presencia de materia orgánica.
- ✓ El comportamiento del 50% de la distribución de frecuencias acumulativas obtenidas en los parámetros analizados, cuantifican las cargas promedios que aportan las salinas al ecosistema marino, evidenciando la alta salinidad de las salmueras residuales.
- ✓ El sistema funcionalmente se desplaza hacia un comportamiento anóxico dentro de las lagunas salineras, acentuando la depleción de los valores de oxígeno disuelto, muy por debajo del límite de saturación para el agua de mar, lo cual contribuye a disminuir su disponibilidad en la zona de vertimiento.
- ✓ El proceso de eutroficación de las aguas de la Bahía, fue estimulado por el aporte anual de la carga de fósforo procedente de las salmueras residuales, en una cantidad 1738 Kg.
- ✓ Los resultados obtenidos en el muestreo de los polvos en la zona de trabajo, indican que están muy por encima de lo permisible por la norma NC: 19-01-03 principalmente en el No.2, donde está más de 16 veces por encima.

BIBLIOGRAFÍA

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

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 XX: 2001, Vertimiento de aguas residuales a la zona costera y aguas marinas, especificaciones.

Tratamiento de aguas y aguas residuales, edic. ISPJAE, 1987, Ciudad de la Habana, Raúl Díaz.



SISTEMA DE CONTROL DE GASTOS E INGRESOS POR AREA DE RESPONSABILIDAD

Alfonso Cristóbal Díaz⁽¹⁾ Tania Rodríguez López⁽¹⁾

(1)Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica

El presente trabajo hace referencia al Software compuesto por tres programas:

1. Reporte de Tiempo (REPORTE), instalado en las áreas para la confección del reporte de tiempo de labor mensual.
2. Sistema de Control de Gastos e Ingresos (SGI), Calcula los gastos en salario del mes, elabora comprobantes de gastos que son pasados al SISCONT y crea una base de datos con varios informes de gastos e ingresos haciendo uso del fichero histórico de la contabilidad del SISCONT.
3. Control de Gastos e Ingresos para la Dirección (SGID). Se copia la información mensual y se le envía a la Dirección para su análisis.

Debido a la confección automática de los comprobantes al SISCONT se ha logrado reducir en 16 horas el Cierre Contable y liberar a los técnicos del tedioso trabajo de introducir manualmente una gran cantidad de información y la posibilidad de introducir datos incorrectos, también se ha logrado tener de manera rápida y flexible cualquier información referente a Gastos e Ingresos. El sistema ha sido introducido y se ejecutan normalmente por las áreas y en la Dirección de Economía.

Elaborado en el lenguaje de bases de datos FOXPLUS y compilado en CLIPPER para hacerlo compatible con el SISCONT instalado en el centro para el control de la actividad económica.

Se describe el sistema de la siguiente forma:

- **REPORTE (Reporte de Tiempo por Áreas de Responsabilidad)**
Instalado en las áreas para la elaboración de los reportes de tiempo de labor que es la información primaria y se envían en disquetes a contabilidad dentro de los 2 primeros días del mes.
También permite copiar los informes de gastos e ingresos después del cierre contable que se envían a las áreas en disquetes o a través de la red
- **SGI(Sistema de Control de Gastos e Ingresos)**
A partir de la entrega por las áreas de sus reportes de tiempo de labor y la exportación del SISCONT de las nominas pagadas en el mes , se elaboran de manera rápida y sin margen de error los gastos por los diferentes conceptos de salarios ocurridos en el mes y se elaboran 4 comprobantes los cuales son exportados al SISCONT:
 1. Comprobante de Gastos de salario
 2. Comprobante de la Depreciación de Activos fijos
 3. Comprobante de Gastos por Subsidios por enfermedad
 4. Comprobante de Gastos Indirectos

Se automatizan con estos 4 comprobantes un promedio de 500 datos, los cuales antes de la implantación del programa eran tecleados, lo cual llevaba consigo una perdida de tiempo y la



constante ocurrencia de errores al momento de postear los comprobantes a Contabilidad. La elaboración de estos comprobantes agiliza el cierre contable.

Además haciendo uso del Fichero Histórico de Contabilidad se obtienen entre otros los siguientes informes para uso del área de contabilidad, los cuales son enviados en discos o pueden ser copiados por la RED INTERNA DEL CIPIMM a la Dirección del Centro y las áreas de Responsabilidad.

1. Control de Proyectos
2. Gastos Generales de Administración por Áreas
3. Gastos de la Dirección de Aseguramiento
4. Gastos de Combustible
5. Gastos e Ingresos por Proyectos principales
6. Costos Unitarios
7. Gastos totales por proyectos en MN y USD
8. Ingresos en MN y USD
9. Control de Ejecución del Real ejecutado hasta la fecha contra el Plan

- **SGID (Información de Gastos e Ingresos a la Dirección).**

Programa instalado en la Dirección que permite la consulta de Gastos e Ingresos de las diferentes áreas del Centro tanto Administrativas como de Investigación.



APLICACIÓN DEL ICP-OES AL CONTROL DE LA PRODUCCIÓN Y LA INVESTIGACIÓN EN LA INDUSTRIA MINERO – METALÚRGICA.

Aida Álvarez Alonso⁽¹⁾, Juan Eduardo Acevedo del Monte⁽¹⁾

(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica (CIPIMM), Varona 12028 Km 1 ½, Boyeros, Ciudad de La Habana, Cuba. ZIP 10 800, E-mail: aida@cipimm.minbas.cu, y acevedo@jp.minbas.cu.

RESUMEN

Se presenta una recopilación de los trabajos más importantes realizados por el CIPIMM con la aplicación de la Espectroscopia de Emisión Atómica con Plasma Inductivamente Acoplado (ICP-OES), discutiendo en cada caso las posibilidades y dificultades de la técnica y las medidas tomadas para su óptima explotación. Los trabajos son agrupados en tres categorías de acuerdo a la problemática analítica más importante para su aplicación, que son: trabajos de caracterización (análisis de rocas y refractarios, análisis de precursores para refractarios y refractarios especiales, análisis de carbonato de calcio y magnesita, análisis de aguas y residuales), trabajos con mejores límites de detección (análisis de cristales semiconductores, análisis de aguas, análisis de sales y salmueras para uso electroquímico) y trabajos con alta precisión y exactitud (certificación química del doré, análisis de minerales de níquel y productos de su procesamiento, análisis de sulfuros de níquel + cobalto y productos de su lixiviación a presión, análisis de materias primas para productos farmacéuticos). En cada caso se abordan tanto los problemas teóricos como prácticos que deben ser contemplados para una aplicación exitosa de esta técnica.

Especial atención se brinda a la validación de los procedimientos, en concordancia con las exigencias actuales para los laboratorios acreditados y en función de las necesidades reales y los requerimientos en cuanto a la incertidumbre de los mismos.

ABSTRACT

It is presented a compilation of the most important works reported by CIPIMM about the application of Inductively Coupled Plasma Emission Spectroscopy (ICP-OES). A discussion is made, in each case, about the possibilities and difficulties of the technique and the steps taken for its optimal exploitation. Works are grouped into three categories according to the most important analytical problem for their application; i.e. characterization works (analysis of rocks and refractory materials, precursors for refractory and especial refractory materials, calcium carbonate and magnesite, water and waste water), works with better detection limits (analysis of semiconductor crystals, water, common salt and brines for electrochemical industry) and works with high precision and accuracy (chemical certification of gold bullion, analysis of nickel minerals and by-products, nickel + cobalt sulphide and products of its pressure leaching, raw materials for pharmaceutical industry). In each case, technical and practical aspects that must be taken into account for a successful application are discussed.

Especial attention is given to the validation of procedures according to the current exigencies for accredited laboratories and depending of real necessities and requirements regarding the procedures' uncertainty.

INTRODUCCIÓN

La Espectroscopia de Emisión Atómica con Plasma Inductivamente Acoplado (ICP-OES) es una técnica de análisis relativamente nueva, aunque ya en la década de los 70 se reportaban los primeros trabajos de carácter teórico-práctico, como los de Winge y Fassel en los que se determinan simultáneamente 20 elementos en aguas blandas, duras y salinas con destino a la caracterización del medioambiente. Muchos han sido los trabajos publicados con la utilización del ICP-OES para el análisis de aguas y otros productos tales como suelos, plantas, polvos etc., relacionados con estudios medioambientales; pero trabajos más recientes han demostrado que cuando estos resultados han de ser empleados para tomar decisiones sobre la calidad o la utilización de estos productos, entonces se requieren estudios más detallados que permitan asegurar niveles de exactitud y precisión adecuados para esos fines, como se muestra en los trabajos de Álvarez y colaboradores. Una amplia aplicación ha encontrado esta técnica también en la realización de análisis geológicos y así muchos Laboratorios en el mundo ofrecen servicios de este tipo.

La situación ha sido bien distinta en el caso de los laboratorios que trabajan para las investigaciones tecnológicas, en el control de la producción o en la certificación de productos para la industria, ya que en estos casos se requieren niveles de precisión y exactitud muy superiores a los de los casos antes mencionados. Específicamente en la industria minera la necesidad de hacer balances metalúrgicos en los procesos, el control de procesos en plantas y la certificación de los productos finales requieren de métodos de muy alta precisión y excelente exactitud. Requerimientos similares se tienen cuando se conducen investigaciones relacionadas con esta rama industrial. Por otra parte las ventajas del ICP-OES con respecto a otras técnicas en cuanto a productividad, sensibilidad, bajos límites de detección, etc hacen de esta técnica una solución atractiva para muchos de estos problemas.

Desde 1998 el CIPIMM adquirió uno de estos equipos y ha venido realizando estudios sistemáticos para su aplicación en diferentes problemáticas dentro de la rama minero metalúrgica y otras relacionadas. El objetivo de este trabajo es exponer algunas de las experiencias más importantes obtenidas en estos años en la aplicación de esta técnica, lo que ha permitido su empleo en una amplia gama de materiales.

MATERIALES Y MÉTODOS

Para el desarrollo de los procedimientos se empleó el Espectrómetro de Plasma Inductivamente Acoplado (ICP-OES) modelo Spectroflame de la firma **SPECTRO** de Alemania con las características que aparecen a continuación:

ÓPTICAS	MONOCROMADOR	GENERADOR
-128 canales analíticos	-Acceso directo a longitudes de onda	- Potencia máxima de 2,5 kW
-5 sistemas ópticos	-4 ranuras de entrada con	-Rutina automática de
-Montaje Paschen-Runge	obturadores conectados mediante	encendido del plasma
-Diámetro del círculo de Rowland de 750 mm	fibra óptica ala fuente de luz.	estabilizado en potencia.
-Red holográfica de Zerodur	-Segmento móvil con 6 ranuras de	-Frecuencia 27,12 MHz
	salida y fotomultiplicadores.	



La transmisión de la energía a través de fibras ópticas hace que este equipo posea una alta sensibilidad comparado con otros de su tipo.

Todos los reactivos empleados en los estudios son de calidad puro para análisis de firmas reconocidas y calidad certificada. Los ácidos mencionados en los procedimientos son concentrados, a menos que se especifique lo contrario.

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

Para el establecimiento de cualquier procedimiento de análisis químico se requiere un estudio completo de sus posibilidades que debe incluir, según Thompson en su reporte para IUPAC: aplicabilidad, selectividad, calibración y linealidad, exactitud, precisión, rango, límite de detección, sensibilidad, robustez, aptitud para el propósito que se persigue, entre otros. De manera que en cada caso debe definirse bien claramente cuales de los aspectos son los más importantes.

Teniendo en cuenta lo anterior, podemos agrupar los trabajos más importantes realizados por el CIPIMM, utilizando esta técnica, de la siguiente manera:

- ❑ **Trabajos de caracterización.**
 - Análisis de rocas y refractarios.
 - Análisis de precursores para refractarios y refractarios especiales.
 - Análisis de carbonato de calcio y magnesita.
 - Análisis de aguas y residuales por ICP-OES y EAA.
- ❑ **Trabajos con mejores límites de detección.**
 - Análisis de cristales semiconductores.
 - Análisis de aguas por ICP-OES y EAA
 - Análisis de elementos de interés en sales y salmueras para la industria electroquímica.
- ❑ **Trabajos de alta precisión y exactitud.**
 - Certificación química del doré (producto final de las plantas de oro y plata cubanas).
 - Análisis de minerales de níquel y productos de su procesamiento industrial.
 - Análisis de sulfuros de Ni + Co y productos de su lixiviación a presión con H₂SO₄.
 - Análisis de materias primas para productos farmacéuticos.

Puede observarse que algunos trabajos clasifican en varias denominaciones, ya que en ellos es necesario alcanzar más de una característica principal, y por ello el tratamiento es diferente en cada caso.

❑ **Trabajos de caracterización.**

En el primer grupo tenemos trabajos en los que la principal característica es la amplia variedad de las matrices que se requieren analizar, por lo que deben desarrollarse procedimientos capaces de cubrir las exigencias de materiales muy diferentes.



El primer trabajo elaborado en este grupo fue el de análisis de rocas y refractarios desarrollado por Álvarez y colaboradores y en el que la atención fundamental estuvo centrada en un método de disolución adecuado para los requerimientos analíticos de matrices muy diversas y a la vez realizar la determinación del mayor número de elementos, para mantener la productividad del procedimiento (sólo componentes fundamentales de las muestras).

El método de disolución seleccionado fue la fusión con metaborato de Li, lo que además de asegurar una total disolución de las muestras por la naturaleza de dicho fundente, permitió la determinación de todos los componentes fundamentales de la muestra en una sola disolución, incluyendo el Na y el K, que son excluidos en otros procedimientos ya que los mismos forman parte de los fundentes empleados, quedando el método de disolución como sigue:

Pesar 0.2 ± 0.0002 g de muestra seca, mezclar con 1 g de metaborato de Li en cápsula de platino y fundir a 1100°C por 15 minutos, esparcir el fundido, enfriar a temperatura ambiente y lixiviar con 100 mL de HNO_3 5%. Trasvasar a volumétrico de 250 mL y enrasar.

Con este tratamiento se consigue que el componente fundamental de la matriz sea el fundente, de manera que los efectos de matriz a estudiar están vinculados a la presencia de este compuesto. Los trabajos realizados demostraron la necesidad de añadir el fundente a los estándares de calibración para eliminar su influencia en las determinaciones.

El método fue aplicado a lateritas, zeolitas, carbonatos, suelos, bentonita y otros materiales con resultados satisfactorios.

Posteriormente Nieto y col. mejoraron el procedimiento para su aplicación a precursores para el desarrollo de materiales refractarios y al análisis de refractarios especiales, para lo que los rangos de calibración fueron reajustados, obteniéndose una sensible mejora en la precisión del procedimiento. El método fue validado por la comparación de los resultados obtenidos para 4 muestras de referencia certificadas: zeolita, chamota, alumino-silicato y caliza.

El método fue aplicado por Balseiro y col. al análisis de carbonatos y magnesita para usos farmacéuticos y en este caso fue necesario determinar, además de los componentes fundamentales de las muestras, los posibles elementos nocivos. En tal caso fue necesaria una combinación de procedimientos, a saber: una fusión para la determinación de los componentes mayoritarios como la ya descrita y una disolución ácida para los posibles nocivos, en la que se elevó el peso de muestra hasta 2 g para mejorar los límites de detección de As, Cd, Cr, Cu, Fe, Ni, Pb y Zn. Para evitar la pérdida de As durante la disolución esta se realizó a temperatura controlada y se observó que pasaba a solución solo una pequeña parte de los componentes fundamentales, de manera que los efectos de matriz estuvieron dominados en este caso por los ácidos de disolución, los que fueron añadidos a las soluciones de calibración, pues los trabajos de Mandiwana han indicado claramente su influencia en las determinaciones.

El desarrollo del procedimiento para el análisis de aguas y residuales estaba orientado a fines de caracterización, pero durante su desarrollo y validación se pusieron de



manifiesto algunos requisitos importantes para la obtención de valores confiables en este tipo de determinaciones, pues como puede suponerse en este caso no se requerían métodos complejos de disolución, y a pesar de los altos contenidos relativos de Ca y Mg presentes en las muestras estos no ocasionaron efectos de matriz significativos y los problemas fundamentales estuvieron centrados en las calibraciones por los dos métodos, como fue demostrado por Álvarez y col., pues a pesar de la afirmación de que el ICP-OES posee linealidad de sus gráficos de calibración sobre varios órdenes de magnitud, para conseguir la coincidencia entre los valores obtenidos por ambos métodos fue necesario disminuir sensiblemente los rangos de calibración en ambos casos, aunque siempre fueron mucho más amplios para ICP-OES que para EAA.

□ **Trabajos con mejores límites de detección.**

De este grupo los trabajos más sobresalientes son los de análisis de cristales semiconductores y de sales y salmueras para uso electroquímico, por poseer una problemática muy difícil, en la que se combina la necesidad de obtener límites de detección muy exigentes con un fuerte efecto de matriz. El problema está determinado en ambos casos por las grandes variaciones que sufren las intensidades de las líneas analíticas por las variaciones de la potencia del plasma debido a la presencia de los componentes mayoritarios.

Estas variaciones se presentan de forma diferente para las llamadas líneas blandas y duras, según las define Bowmans de acuerdo a sus potenciales de ionización y excitación. Así, se denominan líneas blandas a aquellas cuyo potencial de primera ionización es menor que 8 eV y duras a las que poseen valores mayores. Mientras que la intensidad de las líneas duras aumenta continuamente con el aumento de la potencia, independientemente de la altura de observación; las líneas blandas en cambio tienen un comportamiento más complejo y existe un punto en el que no existen prácticamente variaciones con la potencia. Esto ocurre generalmente a bajas alturas de observación de manera que este fenómeno puede ser empleado para minimizar los efectos de matriz en las determinaciones.

En el caso de los semiconductores se trataba de aleaciones pseudobinarias semiconductoras que tienen un amplio rango de aplicaciones en la industria. Específicamente aleaciones $\text{Cd}_{1-x}\text{Zn}_x\text{Te}$ utilizadas para sensores infrarrojos de alta calidad, para la construcción de detectores de radiación de muy buena calidad, etc. En este tipo de materiales el contenido de pequeñas cantidades de impurezas puede cambiar sustancialmente las propiedades de los mismos, de ahí la necesidad de su determinación.

El trabajo de Nieto y col. demostró que dadas las características de este material la mejor variante fue una disolución ácida de la forma:

Pesar 1 ± 0.0002 g del material y se disuelve con 5 mL de HCl, 2 mL de HNO_3 . Con adición de calor hasta la disolución total, llevando la solución hasta sales húmedas. Las sales se disuelven y trasvasan a un volumétrico de 50 mL al que se añade HCl para obtener una concentración del 20% para evitar la precipitación de la plata (que es una de las posibles impurezas presentes en estos materiales).

Las figuras 1 (a) y (b) muestran ejemplos de los problemas encontrados, los efectos de la matriz $Cd_{1-x}Zn_xTe$ sobre algunos elementos y la presencia de interferencias espectrales. Las últimas fueron resueltas haciendo una selección adecuada de las líneas, en el otro caso fue necesario un estudio de la presencia de efectos de matriz (EM), lo que se hizo a través de la expresión:

$$EM(elemento) = \frac{I_{MATRIZ+ANALITO} - I_{MATRIZ}}{I_{ANALITO} - I_{Blanco-ANALITOS}} \quad (1)$$

donde se compara la intensidad de las líneas del analito en presencia de la matriz menos la señal de la matriz, con la intensidad de las líneas de los analitos menos la señal del blanco de los analitos, que en este caso eran los ácidos de disolución. Valores próximos a 1 en esta expresión indican la ausencia de efectos de matriz.

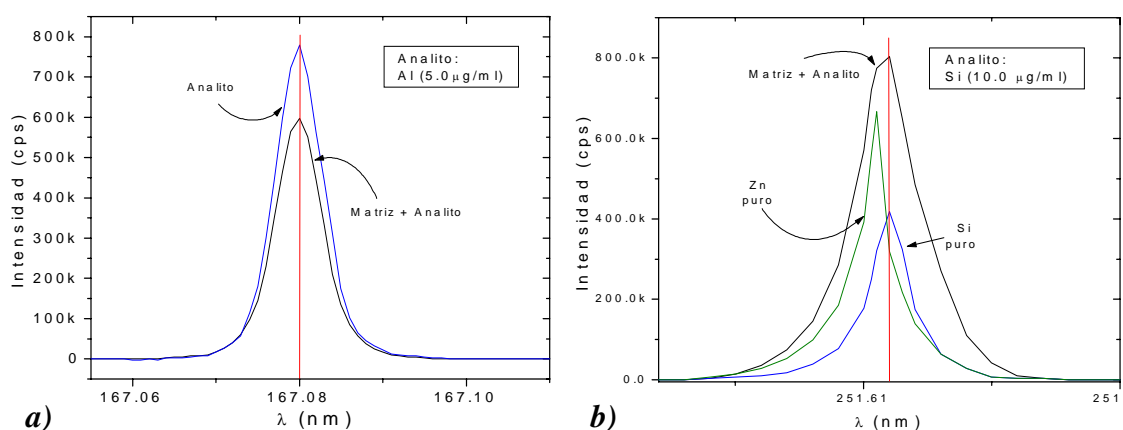


Fig. 1: (a) Señal deprimida del Al debido al EM. (b) Interferencia Espectral para la línea de Si en 251.611 nm con una de Zn en 251.581 nm.

Los resultados de las mediciones realizadas en el ICP evidenciaron la presencia de efectos de matriz para Mg, Fe, Si, Sb, Al y Pb. Nótese que a diferencia de las interferencias espectrales, los efectos de matriz, al estar relacionados con las condiciones del plasma y la altura de observación, pueden presentarse como un incremento o depresión de la señal e incluso estar ausentes.

La Tabla I muestra los efectos de matriz encontrados para cada una de las líneas seleccionadas, expresados en % (se usó el valor 1-EM porque era más fácil de visualizar el efecto), puede apreciarse que los mayores efectos de matriz corresponden a las llamadas líneas duras, lo que es fácil comprender si tenemos en cuenta lo anteriormente discutido sobre la naturaleza de este tipo de líneas, cuyo uso no pudo ser evitado porque entre ellas se encuentran algunas de las líneas más sensibles de los elementos a determinar.

La eliminación de los efectos de matriz se puede acometer de una de las siguientes formas:

- 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. Pero ya se vio que era imposible de forma general por la necesidad de determinar elementos en muy bajos contenidos, por lo que no pueden evitarse las líneas más sensibles.

Tabla I: Líneas analíticas seleccionadas, tipo y EM para cada una.

Elemento	Longitud de onda de la línea seleccionada (nm)	Tipo de Línea*	Efecto de Matriz 1-EM (%)	Potencial Total (eV)
Al	167.080	II	-15.0	13.405
Fe	259.940 / 302.049	II / I	-12.0 / -6.0	12.63 / 4.19
Mg	280.270	II	-11.0	12.065
Ag	328.068 / 338.289	I / II	-2.0 / 0.0	3.78 / 12.15
Sb	252.852	II	-4.0	6.12
Ni	352.454	I	-1.0	3.54
Ca	422.673	I	1.0	2.93
Cu	324.754	I	-1.0	3.82
Na	589.592	I	0.0	2.10
Si	250.690	I	-3.0	4.95
Pb	168.220	II	-16.0	14.78
P	177.500	I	-4.0	6.99

- 2) Empleando las denominadas condiciones robustas, las que según Boumans, 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 generalmente empeora los límites de detección por incremento del ruido con la potencia.
- 3) La variante de la estándarización interna ha sido reportada también para la minimización de los efectos de matriz, como por ejemplo la empleada por Merson para el análisis de aceros, pero la gran variedad de elementos a determinar hace muy engorrosa su utilización.
- 4) Finalmente queda la posibilidad de preparar los estándares con composición similar a la matriz, lo que puede ser en ocasiones muy complejo, pero en este caso está bien definido que la matriz es la aleación $Cd_{1-x}Zn_xTe$.

A partir de las anteriores consideraciones se realizó un estudio de optimización de las condiciones instrumentales mediante el empleo del diseño experimental y se llegó a la conclusión de que los análisis debían realizarse en dos etapas. En condiciones normales para los elementos en los que se emplearon líneas blandas - para los que fue posible encontrar una solución de compromiso para la altura de medición (12 mm por encima de la bobina) y las condiciones de generación del plasma - y en condiciones robustas para

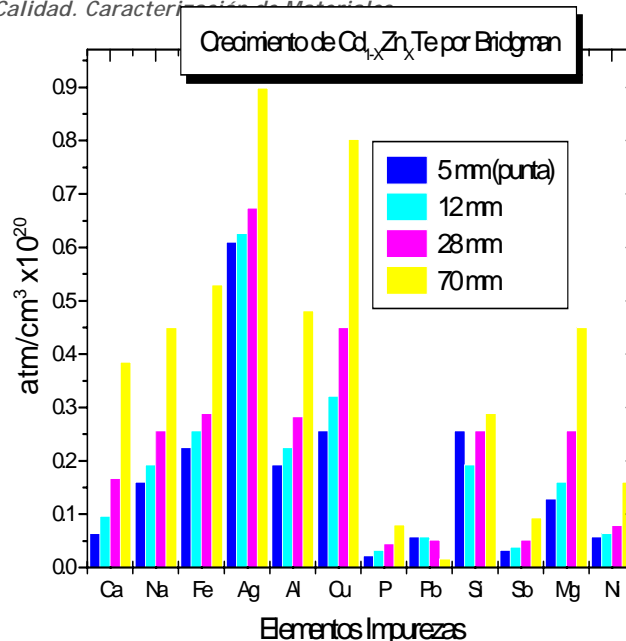


Fig. 2: Concentración de las impurezas encontradas en las muestras en función de su posición en el lingote.

los elementos en los que se emplearon líneas duras (ver tabla 1). La Tabla II muestra las condiciones encontradas para ambos casos.

Tabla II: Condiciones ideales y robustas para la lectura de los analitos.

Elementos	Potencia (kW)	P _{Nebulización} (psi)	V _{Bomba Peristáltica} (ua)
Ag, Sb, Si, Ni, Ca, Cu, P y Na	1.2	50	2
Fe, Al, Mg y Pb	1.5	30	2

Los resultados obtenidos permitieron realizar un estudio de la forma en que se depositaban las impurezas durante el proceso de obtención del monocristal de $Cd_{1-x}Zn_xTe$, a pesar de los pequeños contenidos de las impurezas presentes, lo que se muestra en la figura 2.

Estudios similares fueron realizados para el caso del análisis de sales y salmueras. En este caso se intentaron además métodos de preconcentración, como la coprecipitación recomendada por Atanassova, pero no fueron cuantitativos para varios de los elementos a determinar y fue imposible en este caso evitar la necesidad de introducir la igualdad de muestras y estándares de calibración, como se muestra en el trabajo de Álvarez y Rodríguez.

El análisis de aguas y residuales mostró por su parte la imposibilidad de abarcar todas las exigencias de las normas establecidas con el empleo del ICP-OES para todos los elementos y en este caso se propuso una combinación de métodos que incluyó además del ICP-OES la Absorción Atómica con generador de hidruros y vapor frío. (Ver trabajo de Álvarez, Miranda y col.).

□ Trabajos de alta precisión y exactitud.



En este grupo se destacan la certificación química del doré y los trabajos realizados para la industria del níquel en general y en particular el relativo a los minerales de Ni y productos de su procesamiento. En el primer caso se trata de la certificación de un producto de muy alto valor para su comercialización y por ello las exigencias en cuanto a exactitud y precisión son muy elevadas. En el caso de los minerales de Ni los requerimientos analíticos provienen de la necesidad de hacer balances de materiales, tanto en los trabajos de investigación para la mejora de los procesos industriales y el desarrollo de nuevas tecnologías, como para el control en la industria, donde los volúmenes de producción son tan altos que pequeñas diferencias en los contenidos, especialmente de Ni y Co pueden conducir a serios problemas en los balances metalúrgicos.

El análisis del doré presenta una problemática muy especial, pues la determinación de oro, aunque puede ser realizada por otras vías, para fines comerciales se prefiere por el método de copelación, que a pesar del desarrollo de nuevas técnicas, sigue siendo el método de arbitraje, y que se ejecuta según la Norma ISO 11426:1993 o la ASTM E 1335:96.

Para el resto de los elementos Lenaham recomienda el empleo de la Absorción Atómica, pero evidentemente la posibilidad de emplear el ICP-OES introduce nuevas posibilidades en cuanto a la productividad de los resultados y los límites de detección alcanzables, entonces el reto es poder mejorar también la precisión y exactitud de los mismos.

La determinación de Ag presenta un comportamiento muy especial debido a la dificultad que se presenta para mantenerla en solución para altos contenidos. Entonces el problema fue dividido en dos: análisis de las muestras con contenidos de Ag menores de 20% y análisis de las muestras con contenidos mayores a 20%.

De esta manera para las muestras con contenidos menores de 20% de plata se estableció su determinación por ICP-OES junto al resto de los elementos: Cu, Fe, Pb y Zn y eventualmente platinoides. Para ello fue necesario emplear una disolución con alto contenido de ácidos, pues de lo contrario la determinación de Ag no era cuantitativa. La digestión contempla la disolución con 40 mL de agua regia y la sustitución continua del volumen evaporado con HCl concentrado hasta disolución total, quedando la muestra con una concentración final de HCl de 40% v/v.

El procedimiento por ICP-OES empleó en este caso soluciones de calibración con 40% v/v de HCl y los rangos de la calibración tan estrechos como fue posible para cubrir los rangos típicos de concentración de todos los elementos y en el caso de la Ag el rango fue de 0 a 20%.

La Tabla III muestra la comparación de los resultados obtenidos por EAA con el procedimiento de Lenaham y los obtenidos por ICP-OES, donde se ve la coincidencia de los mismos y además se obtuvo un significativo incremento de la precisión al introducir el procedimiento de ICP-OES, con las características ya mencionadas.

Para las muestras con contenidos altos de Ag, su determinación se elimina del procedimiento por ICP-OES, realizándose por el método de copelación (ensayo al fuego) de conjunto con el oro. En este caso la disolución se realiza con agua regia, se elimina el

nítrico y se disuelven sales con 10 mL de HCL 1:1 y las muestras quedan en medio HCl 5%. Las soluciones de calibración contienen en este caso también HCl 5%.

Tabla III.- Comparación de resultados para diferentes tipos de muestras.

Muestra	Proced.	Ag	Cu	Fe	Pb	Zn
A	ICP	18.71	12.58	0.015	49.49	0.44
	EAA	18.73	12.88	0.017	50.01	0.41
B	ICP	5.06	1.85	0.048	4.35	0.068
	EAA	5.08	1.84	0.054	4.35	0.068
C	ICP	5.10	3.63	ND	2.57	0.15
	EAA	5.15	3.62	ND	2.57	0.15

N.D. – No detectado.

Las ventajas de esta disolución fueron mejores límites de detección como se aprecia en la Tabla IV. En esta Tabla aparece contemplado también el Au, porque aunque este se determina por copelación (ensayo al fuego), se mantuvo su determinación por ICP-OES de forma orientativa.

Tabla IV.- Comparación de los límites de detección para las disoluciones con 40 y 5 % de ácido (HCl) .

Elemento	40 %	5 %
Au	0.026	0.018
Ag	0.015	-
Cu	0.0053	0.0032
Fe	0.0098	0.0072
Pb	0.064	0.030
Zn	0.0012	0.00085

Adicionalmente la introducción de la determinación de la Ag por ensayo al fuego redujo el coeficiente de variación de 1.92 a 0.91%, para un contenido medio de Ag de 55 %, lo que evidencia las ventajas de la combinación de métodos.

Dentro del grupo de los procedimientos de alta precisión y exactitud destacan también los realizados para la industria del níquel y en especial para los minerales de níquel, por las razones ya explicadas. En este caso, el problema presenta varias complejidades, por un lado se requiere la determinación de todos los componentes fundamentales de la muestra para los estudios mineralógicos, para los estudios de beneficio y otros y por otro lado está la necesidad de la determinación de los elementos fundamentales (Ni, Co, Fe, Mg) en minerales de níquel y la determinación de estos y demás impurezas en los licores de lixiviación (en los estudios realizados se refiere solo a medio H₂SO₄), ya sea para el control en la industria o para el desarrollo de los trabajos de investigación relacionados con el mejoramiento de las tecnologías existentes o el desarrollo y aplicación de nuevas tecnologías.

Por otra parte, la necesidad de conservar la productividad del procedimiento requiere una atención especial, de esta manera se establecieron dos métodos de digestión de las muestras: fusión con metaborato de litio y disolución ácida. Pero el reto consistía en la necesidad de poder determinar los elementos indistintamente en cualquiera de las matrices y que las precisiones y exactitudes de los métodos no se vieran afectadas por ello.

Los métodos de digestión quedaron como sigue:

Digestión por fusión con metaborato de litio.

- Pesar 0.2 ± 0.0002 g de la muestra seca, mezclar con 1 g de metaborato de Li, fundir a 1100°C por 15 minutos en cápsula de platino, enfriar y lixiviar con 100 mL de HCl al 5%. Trasvasar a volumétrico de 250 mL y enrasar. En caso necesario se toma una alícuota de 10 mL y se enrasa en 100 mL manteniendo la concentración de metaborato de Li.
Las soluciones de calibración tenían el contenido equivalente de metaborato de Li.

Digestión ácida.

- Pesar de 0.2 a 1.0 ± 0.0002 g de la muestra de acuerdo al contenido esperado de los elementos, trasvasar a vaso de teflón y añadir 15 mL de HCl, 5 mL de HNO_3 y 5 mL de HF, calentar a sequedad y se disuelven sales con 10 mL de HCl 1:1. Enrasar en 100 mL. En caso necesario se toma una alícuota de 5 en 100 mL o de 2 en 250 mL manteniendo el contenido de 5 % de HCl.
Las soluciones de calibración contenían 5 % de HCl.

Con la primera digestión podían determinarse los elementos Al, Co, Cu, Fe, Mg, Mn, Ni, Si y Zn, mientras que con la segunda solo se determinaban los elementos Co, Cu, Fe, Mg, Mn, Ni y Zn. La ventaja de la disolución ácida era que podía darse una respuesta más rápida, requerida especialmente durante los trabajos de investigación y desarrollo en Planta. Y el reto era en ambos casos que los métodos fueran aplicables indistintamente tanto al análisis de sólidos como de licores, que como ya se señaló anteriormente estaban en medio H_2SO_4 .

Para cumplir este compromiso, luego de una cuidadosa selección de las líneas analíticas se pasó a realizar un estudio similar al anterior en cuanto a los efectos de matriz, en este caso los efectos más importantes provenían del metaborato en los sólidos y del sulfato en los licores. Los estudios realizados por Rodríguez y col. demostraron que era posible bajo determinadas condiciones instrumentales realizar estas determinaciones. Pero esto tenía que ocurrir sin pérdida de la exactitud del procedimiento y entonces fue necesario hacer un ajuste en los rangos de calibración, pues a pesar de las razones antes expuestas, se observó que gráficos muy extensos daban lugar a una variabilidad superior a la aceptable para estos casos, en los que pequeñas desviaciones pueden conducir a errores importantes en los balances metalúrgicos y en la medición de otras características de estos procesos. Finalmente se pudo concluir que para las calibraciones con metaborato se podían incluir en las calibraciones hasta 2 órdenes de magnitud, mientras que las correspondientes a disoluciones ácidas solo pudieron abarcar $1 \frac{1}{2}$, quedando las concentraciones de calibración y los rangos de concentración cubiertos como se muestra en la Tabla IV a, b y c.



Tabla IV a.- Esquema Metaborato de litio

Elementos	Rango de concentración de las soluciones de calibración ($\mu\text{g} / \text{mL}$)	Concentraciones abarcadas en los Sólidos
Co, Mg y Zn	2.5 – 0.025	3.00 a 0.003 %
Fe y Si	60.0 – 0.60	75.0 a 0.075 %
Ni, Al y Mn	5.0 – 0.05	6.00 a 0.006 %
Cu	10 – 0.01	1.25 a 0.0012 %

Tabla IV b.- Esquema digestión ácida

Elementos	Rango de concentración de las soluciones de calibración ($\mu\text{g} / \text{mL}$)	Concentraciones abarcadas para la pesada de 0.2g	Concentraciones abarcadas para la pesada de 1.0g
Fe y Ni	50.0 – 1.00	50.00 a 0.05 %	10.00 a 0.002 %
Mg	25.0 – 0.5	25.0 a 0.025 %	5.00 a 0.001 %
Mn	10.0 – 0.20	10.0 a 0.01 %	2.00 a 0.0004 %
Co y Zn	5.0 – 0.10	5.00 a 0.005 %	1.00 a 0.0002 %
Cu	2.0 – 0.04	2.00 a 0.002 %	0.40 a 0.00008 %

Tabla IV c.- Concentraciones abarcadas en los licores con ambos esquemas.

Elementos	Concentraciones abarcadas en los Licores
Co, Mg y Zn	6.25 a 0.0005 g/L
Fe y Si	150 a 0.012 g/L
Ni, Al y Mn	12.5 a 0.001 g/L
Cu	2.5 a 0.0002 g/L

Estudios similares fueron realizados en los demás casos, lo que demuestra que, con la aplicación del ICP-OES se pueden conseguir los objetivos deseados, si se conoce el sistema analítico y los fenómenos que rigen el plasma.

Validación de los procedimientos.

Para la evaluación de los procedimientos se emplearon generalmente los denominados métodos de validación in-house propuestos por IUPAC-ISO-AOAC ya que no existía la posibilidad de realizar estudios interlaboratorios en todos los casos (se han realizado para minerales de Ni, sulfuro de Ni + Co, rocas y doré). Se tuvieron en cuenta además las orientaciones para el cálculo de la incertidumbre de la Guía NIST y la Guía EURACHEM, documentos que han cobrado gran relevancia por la labor esclarecedora que han aportado para los procesos de validación de métodos. Los aspectos evaluados fueron:

- Calibración.
- Límites de detección.
- Incertidumbre.
- Sesgo.

Gráficos de calibración.

Aunque los errores debidos a las calibraciones suelen ser los menores en un procedimiento de análisis, es también cierto que si estos no son debidamente controlados pueden conducir a errores fatales. Los gráficos de calibración empleados fueron lineales y se evaluaron a través de la calidad de los ajustes medida por el coeficiente de correlación, los ajustes no eran aceptados a menos que su valor estuviera entre 0.99 y 1.00. Adicionalmente se realizaba un análisis de los residuos para asegurarnos que no había una dispersión inadecuada de los puntos de la calibración, este es un error que se comete con frecuencia, pues solo se evalúa el coeficiente de correlación, lo que es necesario, pero no suficiente.

Cálculo de los límites de detección.

Los límites de detección se calcularon, de acuerdo a la definición aprobada por IUPAC, como tres veces la desviación típica del blanco ($3\sigma_{Bk}$). Para ello se realizaron un número suficientemente grande de réplicas (entre 15 y 20) de la muestra en blanco. Debe señalarse aquí que este es otro error frecuente en la evaluación de procedimientos analíticos, pues en muchos casos se hace referencia a los límites de detección instrumentales y en estos no se tienen en cuenta aspectos como los procesos de disolución que tienen una fuerte influencia en este parámetro.

Evaluación de la precisión (incertidumbre).

La precisión es la proximidad entre los resultados de pruebas independientes obtenidos bajo determinadas condiciones y se expresa generalmente en términos de la desviación de estándar o desviación estándar relativa (también denominada coeficiente de variación, si esta se expresa en %).

Para la validación en un solo laboratorio son relevantes: (a) la precisión bajo condiciones de repetibilidad, es decir aquellas variaciones que ocurren dentro de un grupo de determinaciones realizadas a la vez (σ_g) y (b) la precisión bajo condiciones de reproducibilidad, es decir la variabilidad entre varios grupos en diferentes momentos y condiciones (σ_{eg}). Usualmente ambas fuentes de error están presentes en un resultado analítico, por lo que:

$$\sigma_{tot} = (\sigma_g^2/n + \sigma_{eg}^2)^{1/2} \quad (2)$$

donde n es el número de repeticiones para obtener el promedio dentro de un grupo.

Ocurre con frecuencia que se prepara un experimento repetido para evaluar la precisión, pero este no representa toda la variabilidad real de las determinaciones y entonces la evaluación carece de sentido. Por eso hay dos formas de realizar una correcta evaluación de la precisión: haciendo un grupo de repeticiones de una muestra en varios días, por varios químicos, con varias calibraciones etc., o tomando muestras duplicadas a lo largo del tiempo en el Laboratorio. Esta última forma es la más acertada, pero en la práctica muchas veces, por simplicidad, se emplea el experimento repetido en un mismo día por un mismo químico. Este resultado da una cierta información sobre el procedimiento, pero no puede ser empleado más que con fines comparativos. Por ello en caso de haber

realizado una evaluación de este tipo es aconsejable, reevaluar el procedimiento a través de duplicados o triplicados obtenidos del control de calidad del laboratorio. En tal caso puede comenzarse a trabajar con el valor obtenido de repetibilidad e irlo mejorando en la medida que crece el número de grupos analizados.

La incertidumbre combinada **U_c** de las determinaciones coincide con los valores de la desviación estándar combinada (**S**), calculada como se explicó anteriormente y con ella puede calcularse incertidumbre expandida **U**, multiplicando por el factor de cobertura adecuado, lo que se expresa por la siguiente fórmula:

$$U = K * S = (t/\sqrt{N}) * S \quad (3)$$

Donde: **U** - es la incertidumbre expandida.
K - factor de cobertura.
T - valor de la distribución de Student para n-1 grados de libertad y $\alpha = 0.05$.
N - el número de determinaciones empleadas para el cálculo de la desviación estándar combinada.

Para un número grande de determinaciones el factor **K** toma el valor 2, para un 95 % de confiabilidad.

En todos los casos los métodos desarrollados han sido evaluados de esta forma.

Si la incertidumbre se expresa como **S_{comb}** o **S_{comb}** relativa (o coeficiente de variación), entonces esta se reporta acompañando el valor obtenido para el elemento, pero no como rango de concentraciones, para ello se emplea la incertidumbre expandida obtenida en la expresión 3.

Evaluación del sesgo.

Para la evaluación del sesgo existen varias vías:

- a) El empleo de estándares de referencia certificados.
- b) La comparación con otros procedimientos reconocidos.
- c) Las pruebas de recobrado.
- d)

El mejor método es el a, aunque no siempre se dispone de las muestras certificadas adecuadas. En cualquier caso lo que se trata es de demostrar si existe sesgo significativo desde el punto de vista estadístico. Se podría suponer que si todos los aspectos que hemos tratado hasta aquí han sido debidamente controlados, entonces el valor del sesgo debería ser despreciable. La práctica demuestra que esto no es siempre así y entonces lo que hay es que evaluar el sesgo mediante un factor, o incluso mediante una ecuación, cuando este varía significativamente con la concentración del analito, como en el caso del análisis de aguas referido en la Norma ASTM D: 1976:1996.

En el caso de los procedimientos analizados se han empleado fundamentalmente las muestras de referencia certificadas, pero donde estas no existían se empleó la comparación de técnicas, como se vio en el caso del doré y de aguas; y en menor medida, las pruebas de recobrado.

La Tabla V muestra la evaluación del sesgo para el análisis de una muestra de agua residual, realizada por comparación entre dos métodos. En este caso empleando la prueba t de Student como criterio de comparación estadística de las medias obtenidas por ambos procedimientos.

En la Tabla VI por su parte se muestra la estimación del sesgo para una muestra de agua residual mediante pruebas de recobrado, las que se hicieron de esta forma porque para estos elementos y concentraciones, no fue posible emplear otros métodos y las mismas demostraron que no existía sesgo significativo en las determinaciones.

Tabla V.- Evaluación del sesgo. Muestra de agua residual. Contenidos en mg/l

Elemento	Valor de EAA	Valor de ICP	t calculada	Signif.
As (µg/l)	0.432	0.414	0.826	No
Cd	0.048	0.048	0.000	No
Cr	1.044	1.014	1.759	No
Cu	0.493	0.473	1.844	No
Fe	0.203	0.216	1.040	No
Mg	3.127	3.049	1.876	No
Mn	0.058	0.060	0.787	No
Ni	0.535	0.537	0.287	No
Pb	1.055	1.081	1.408	No
Sb (µg/l)	0.413	0.419	0.999	No
Zn	0.213	0.206	0.932	No

Valor de t de la tabla para $\alpha = 0.05$ = 2.101. $f = n_1 + n_2 - 2 = 18$

Tabla VI.- Evaluación del sesgo por pruebas de recobrado.

Elemento	Contenido en la muestra (µg/mL)	% de Recobrado.
Ag	0.142	97.3
Ba	2.57	100.3
Hg	8.96	97.8
Se	17.34	100.4

Finalmente la Tabla VII muestra la evaluación del sesgo por comparación de los resultados con Materiales de Referencia Certificados, para magnesita y carbonato (KH-3). Nótese en este caso el empleo de la incertidumbre expandida, calculada para el procedimiento, como base de la comparación; se observa aquí que no hay sesgo significativo para ninguno de los elementos. Así como que además, las precisiones no son tan buenas, pues este es un procedimiento que corresponde a los clasificados como de caracterización.

Tabla VII.- Evaluación des sesgo con materiales de referencia certificados.
 KH-3 Magnesita

Elemento	Valor obtenido (%)	Valor certif. (%)	Valor obtenido (%)	Valor certif. (%)
Al ₂ O ₃	4.81 ± 0.13	4.80	2.48 ± 0.13	2.49
Fe ₂ O ₃	1.72 ± 0.17	1.74	2.38 ± 0.16	2.36
MgO	0.65 ± 0.024	0.65	37.88 ± 0.82	37.72
CaO	47.60 ± 1.17	47.63	3.73 ± 0.44	3.76
SiO ₂	8.62 ± 0.44	8.61	18.48 ± 0.62	18.81

Como puede apreciarse de lo antes expuesto, los procedimientos desarrollados han respondido en todos los casos a los requerimientos técnicos.

CONCLUSIONES

- La Espectroscopia de Emisión Atómica con Plasma Inductivamente Acoplado resulta una poderosa herramienta de análisis en la rama minero metalúrgica y otras relacionadas, si se emplean los conocimientos teóricos requeridos para el desarrollo y validación de los procedimientos de análisis, teniendo en cuenta siempre el fin para el que son desarrollados.
- Los procedimientos desarrollados han sido aplicados con éxito en las investigaciones y en el control en la industria en los últimos siete años.

BIBLIOGRAFÍA

- Álvarez A., S. V. Miranda, M.V. Moreno., J.E. Rodríguez, 2003. Comparación de métodos analíticos para la evaluación de metales en aguas y residuales, *Memorias V Congreso Cubano de Geología y Minería*, (Hotel Nacional, La Habana, Cuba), ISBN 959-7117-11-8: 56-65.
- Álvarez A., J. E. Rodríguez, 1998. Análisis rápido de rocas y refractarios por ICP-OES, *Memorias II Congreso Geología y Minería 98*, (Palacio de las Convenciones, La Habana, Cuba), Tomo I: 6-1.
- Álvarez, A., J.E. Rodríguez, 2002. Aplicación de la espectroscopia de emisión atómica con plasma inductivamente acoplado (ICP-OES) al análisis de sal y salmueras, Informe de Proyecto Ramal del MINBAS, CIPIMM.
- Álvarez A., S. Miranda, J. Rodríguez 2002. Certificación Química del producto final de las plantas de oro (doré), *Memorias del Simposio de Metrología*, (Querétaro México): 364-368.
- ASTM: D1976, 1996: Standard Test Methods for Elements in Water by Inductively Coupled Argon Plasma Atomic Emission Spectroscopy.
- ASTM E 1335, 1996. Standard Test Methods for determination of Gold in Bullion by Cupellation
- Atanassova D., V. Stefanova, E. Russeva, 1998. Co-precipitative pre-concentration with sodium diethyldithiocarbamate and ICP-OES determination of Se, Cu, Pb, Zn, Fe, Co, Ni, Mn, Cr and Cd in water, *Talanta* 47: 1237–1243.
- Boumans, P.W.J., 1987, Inductively Coupled Plasma Emission Spectroscopy. Part I.- Methodology, Instrumentation and Performance. USA, Ed. John Wiley and Sons,



- Volume 90, pág. 193-217, Chemical Analysis: A Series of Monographs on Analytical Chemistry and Its Applications.
- EURACHEM/ CITAC Guide 2000. Quantifying Uncertainty in Analytical Measurement, second edition.
- ISO 11426:1993.- Determination of gold in gold jewellery alloys- Cupellation method (fire assay).
- Lenham, W.C.; R. de L. Murray-Smith, 1986. The determination of impurities in gold bullion by atomic absorption spectrometry. Assay and Analytical Practice in the South Africa Mining Industry, Monograph Series M6, The Chamber of Mines of South Africa, (Johannesburg) Cap. 6:217.
- Mandiwana, K. L., 2000. Physical interferences by mineral acids in ICP-OES. J. Anal. At. Spectrom. 15: 1405 –1407.
- Merson, S, P. Evans, 2003. A high accuracy reference method for the determination of minor elements in steel by ICP-OES, J. Anal. At. Spectrom., (2003), 18 (4), 372 – 375.
- Nieto, L., A. Álvarez, J.E. Rodríguez, 2001. Procedimientos por ICP-OES para el análisis de materias primas para refractarios y refractarios especiales, Memorias V Taller de Tecnologías y Materiales,
<http://www.cursosonlinea.cu/eventosv/tecnomat/caracterizacion>.
- Nieto, L, A. Álvarez, M. Bozán, O. De Melo, M. Catasús, J.E. Rodríguez, 2001. Determinación de impurezas en cristales semiconductores por ICP-OES, Memorias V Taller de tecnologías y Materiales,
<http://www.cursosonlinea.cu/eventosv/tecnomat/catalizacion>.
- Rodríguez-Balseiro, J.E., Álvarez A., Hechavarría, L., 2002.- Desarrollo de procedimientos para el análisis de magnesita y carbonato de calcio por ICP-OES. Informe para el Proyecto Ramal del MINBAS, CIPIMM.
- Rodríguez-Balseiro, J.E., A. Álvarez, L. Nieto, 2000.- Determinación de elementos de interés en minerales niquelíferos y productos de su procesamiento mediante la aplicación de la espectroscopia de plasma inductivamente acoplado (ICP-OES). Informe para Proyecto Ramal del MINBAS, CIPIMM.
- Taylor B.N. and C. E. Kuyatt, 1994. Guidelines for Evaluating and Expressing the Uncertainty of NIST Measurement Results, NIST Technical Note 1297.
- 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.
- Winge, R.K., Fassel V.A., Kniseley R.N., Kalb E., Haas W. J., 1977. Determination of trace elements in soft, hard and saline waters by the inductively coupled plasma, multi-element atomic emission spectroscopic (ICP-MOES) technique. J. Spectrochim. Acta, Part B, 32, 327 – 345.



MINERALOGICAL STUDY OF KAOLINIZED ROCKS FROM CORRALITOS JIMÉNEZ, CHIHUAHUA, MÉXICO

L. Fuentes (1), J. M. Arzola (2), E. Torres* (1), P. Castillo (1), M. Reyes (3), E. Orrantia (1), V. Espinoza, (4)

(1) Centro de Investigación en Materiales Avanzados, (2) Las Encinas-Hylsa,
(3) Universidad Autónoma de Chihuahua, (4) Grupo Cementos de Chihuahua

* Centro de Investigación en Materiales Avanzados (CIMAV), Miguel de Cervantes # 120, Complejo Industrial Chihuahua, Chihuahua, Chih. México C.P. 31109, email: luis.fuentes@cimav.edu.mx
enrique.torres@cimav.edu.mx.

ABSTRACT

The mineralogical composition of two kaolinized rocks from the Corralitos Jiménez area was determined by means of chemical analysis, petrography, thermo-gravimetric analysis (TGA) and x-ray diffraction (XRD). The studied samples (A and B) are representative of two different zones. Common to both rocks is that kaolinite was formed by hydrothermal alteration of acidic volcanic igneous rocks. Kaolinite in rock A is mainly disseminated in a matrix of hydrothermally altered ignimbrite in measurements from 1 to 40 μm , while in rock B cryptocrystalline kaolinite generally occurs as a hydrothermal alteration of lithic pumicitic igneous fragments (30-6000 μm) and feldspars (60-1300 μm). The principal constituents of rock A are: 27.1% kaolinite, 21% cristobalite, 16.3% glassy material, 11% sanidine, 10% tridymite, 10% quartz, 3% opal, and 1.6% jarosite. For rock B the composition is: 40.6% kaolinite, 31.7% glassy material, 9% cristobalite, 8% tridymite, 8% quartz, 1.8% jarosite and 1.5% hematite. Minor components are calcite, hematite, sphene and gypsum for rock A and calcite, sphene, sanidine, limonite and magnetite for rock B.

Keywords: mineralogical study, kaolin, glassy, petrography, Rietveld method.

1. INTRODUCTION

Most of the kaolin in northern Mexico is found in primary deposits formed by the hydrothermal alteration of tertiary rhyolitic rocks. These deposits occur as mantles or massive bodies. Impurities reported as important are quartz, cristobalite, and alunite (Murray, 1988).

The Corralitos deposit is located 35 km southeast of Jimenez City, in the State of Chihuahua, Mexico, and consists of two mining claims, "A" and "B", that cover 30 and 20 ha, respectively. This deposit is formed by rocks that are generally composed of several aluminosilicate crystal phases, with varying compositions and crystal sizes ranging from less than one to several micrometers. A cryptocrystalline matrix plays the role of cement, joining different crystals and rock fragments.

The present work aims to perform a full mineralogical characterization of the material that constitute the Corralitos deposit in order to provide the information required to elucidate the concentration process of kaolinite for ceramic purposes.

For analytical purposes, samples A and B were selected as representative of the corresponding claims. In view of the heterogeneous nature of the sample rocks, a suitable combination of analytical techniques were selected and applied.



The remainder of the paper is organized as follows. Section 2 briefly describes the geology of the deposit; Section 3 reviews the analytical tools and methods applied; Section 4 reports the results and finally, Section 5 presents the most significant mineralogical characteristics of the material investigated.

2. GENERAL GEOLOGY AND WORKINGS

The kaolinized rocks of the Corralitos area were derived from tertiary acidic volcanic rocks. Andesitic rocks of the same age overlay these acidic rocks.

Kaolinite from zone A was formed by the hydrothermal alteration of a rhyolitic ignimbrite. This alteration has a thickness of 10 m and is controlled by a fault with a regional strike of N45°E and dipping 25°SE. Some parts of the kaolinized faulted zone contain partially unaltered ignimbrite lenses. The altered kaolinized material from zone B was derived from a massive, yellowish, lithic crystalline tuff in an aphanitic matrix. The kaolinized portions of the tuff form bodies with irregular forms.

The ignimbrite from zone A shows different degrees of alteration. In the site called "Puro," the kaolinization of massive bodies reaches approximately 70% kaolinite.

Underground mine workings took place at zone A, where the most kaolinized portions of the deposit were mined. Currently, open pit mining is carried out in zone B. The extracted material is used in the cement industry.

3. METHODOLOGY

Preparation of samples for x-ray diffraction, thermal analysis and chemical analysis was carried out by crushing the kaolinitic material in a jaw crusher to pass a 1/4 in (6.35 mm) screen and then grounded in a rod crusher to pass a 14 mesh (1.41 mm). Two hundred grams of this sample were then milled for 10 min in a Nannetti jar mill, model Speedy 1, using alumina balls and a ceramic jar with a capacity of 400 ml. The material was finally passed through a 100 mesh (149 µm) and through a Fritsch rotary sample divider, model Laborette 27.

3.1. Petrography

Recently developed analytical techniques do not invalidate optical microscopy as a highly valuable tool for the mineralogist. According to Velde (1992), the microscope is useful for observing the relationships among different mineral phases and in general for petrographic analysis (mainly of non clay fractions of rocks). In the present work this technique has been used to analyze the morphology and size characteristics of different phases and to identify minor mineral species not detected by x-ray diffraction.

Petrographic analyses of thin sections of samples from claims A and B were made on a calibrated Olympus AX70 microscope. Using the 10X objective of the microscope, the field of view



was randomly located in different parts of the thin sections studied. For each area observed, the different mineral phases, particle sizes, and associations were identified and the volume fractions of the observed minerals were visually estimated.

Samples were collected from three sites at claim A called Tiro, Lago and Puro. Analyses were made of nine fields of the sample from Tiro, one field of the sample from Lago and five fields of the sample from Puro. At claim B, there were two collection sites: Samalayuca-M1 and Samalayuca-M2. Ten fields were analyzed for the sample from the first site and nine for the second one.

Photomicrographs were taken under the optical conditions that gave the highest contrast between the constituents of the samples. The following parameters were varied: angle between polaroids, light condenser and its distance from the thin section, magnification of the objectives, and the use of a gypsum plate. As illustrated in Figures 1 and 2, some of the micrographs were taken with partially crossed polars, because with plain light the samples appeared too clear whereas with totally crossed polars they were too dark.

3.2. X-Ray Diffraction

One of the most widespread techniques for the study of minerals is powder XRD. Particular methods for the study of clays are described by Moore and Reynolds (1997) and by Brindley and Brown (1980). Today, an important trend in the diffraction field is the use of *Rietveld's method* (Rietveld 1967, 1969; Young, 1993), particularly as a tool for quantitative or semiquantitative phase analysis (Gualtieri and Zanni, 1998; Hillier, 2000).

XRD analyses of samples from claims A and B were performed in a SIEMENS D-5000 X-ray diffractometer, with monochromatized $K\alpha$ radiation, in a 2θ interval from 5 to 80° , and an angular step of 0.01° . Rietveld processing of XRD patterns were obtained by means of the program *FULLPROF* (Rodríguez-Carvajal, 1990). Details of diffraction data processing are published in an accompanying paper (Arzola et al., 2002).

3.3. Thermal Analysis

TGA was done with a TA Instruments equipment, model SDT-2950. The samples were heated from room temperature to 1000°C at a rate of $5^\circ\text{C}/\text{min}$, in an air atmosphere, with a flow of 30 cc/min.

3.4. Chemical Analysis

Chemical analyses of silicon and aluminum were made by gravimetry. The method consists of quantitatively precipitating silica and alumina after fusion at 850°C (Galán and Espinosa, 1974). The rest of the elements were assayed in an ICP Thermo Jarrell Ash plasma spectrometer, model IRIS/AP-DUO. The powdered sample was dissolved using a CEM microwave oven, model MDS-2000, using the *kaolin* method described in *Microwave Digestion Applications Manual*, edited by Innovators in Microwave Technology.



4. RESULTS

4.1. Petrography

Sample A

The thin sections of the rocks from sample A, show that kaolinite occurs mainly as an alteration product of the ignimbrite matrix, having an average size of about 8 μm , and a birefringence of ~ 0.005 . Other occurrences of kaolinite are: filling fractures, and altering feldspar phenocrysts and lithic fragments (see Table 1 and Figures 1a, 1b, and 1c).

The kaolinite filling the microscopic fractures has a smaller diameter (5 μm) than the average for the disseminated kaolinite and a very low birefringence of ~ 0.002 , thus it may be confused with opal. Kaolinite has a higher refractive index than the Canada balsam and shows a "dirty" aspect when observed in plain light. Opal has a lower index of refraction than the Canada balsam (see Figures 1b and 1c).

Cristobalite and tridymite are the main minerals associated with kaolinite, and they also appear filling spaces and disseminated within the matrix of the kaolinized rock (see Figure 1d). It is difficult to differentiate cristobalite from tridymite, especially when their particle size is around 10 μm , as they are easily confused with the partially devitrified matrix of the rocks.

Sample B

The thin sections of sample B indicate that kaolinite particles having an average diameter of 3 μm , are mainly present altering and filling the voids of pumicitic fragments (see Figures 2a and 2b). Other occurrences of kaolinite are: altering the feldspars, disseminated in the matrix of the rock, and altering the igneous lithic fragments. Due to its very small size, kaolinite in this sample has an amorphous or isotropic appearance. The birefringence observed when crossing the polars of the microscope was only about 0.002.

The mineralogic information obtained from the petrographic analysis of sample B is summarized in Table 2 where the identified minerals forming the rocks are included along with their approximate volume percent and size, their associations, and the percent and size of the minerals that are included and/or associated. Table 3 shows the occurrence of kaolinite in both samples A and B.

4.2. X-ray Diffraction

Figure 3 shows a characteristic interval ($5^\circ < 2\theta < 34^\circ$) of the diffractograms produced by samples A and B. The following crystalline mineral species were detected: silica [SiO_2], as cristobalite (C), tridymite (T) and quartz (Q); kaolinite [$\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_5(\text{OH})_4$] (K); sanidine [$\text{K}(\text{AlSi}_3\text{O}_8)$] (S); jarosite [$\text{KFe}_3(\text{SO}_4)_2(\text{OH})_6$] (J) and calcite [CaCO_3] (A). Mineral species detected as traces in petrography (hematite, limonite, sphene, biotite, zircon) were not observed by XRD.



In addition to the peak spectra resulting from the previously referred crystalline phases, the diffraction patterns reveal significant humps that affect the background in the interval $20^\circ < 2\theta < 24^\circ$. These humps are the result of two effects: (1) Scattering produced by important fractions of glassy material, and (2) Contributions from asymmetric broadening of kaolinite peaks. To estimate the contribution to the observed humps from each of these effects, the following treatment was performed.

- (a) The glassy material fraction was represented by means of a Le Bail procedure, i.e. with nanocrystalline cristobalite playing the role of glassy silica (Le Bail, 1995). A suitable ordered-domain size for this pseudo-cristobalite is about 3 nm.
- (b) Kaolinite was included in the analysis by means of a variant of the so-called "profile-fitting-method" (Rodríguez-Carvajal, 1990). The experimental XRD pattern of pure kaolinite was used for calibration purposes. This reference pattern included the necessary information regarding the asymmetrically broadened peaks that contribute to the background hump.

Figure 3 also shows the Rietveld modeling of the experimental XRD patterns of samples A and B, respectively. The fitting is acceptable for mixtures of up to seven crystalline phases plus a fraction in the crystalline-glassy limit. Disagreement factors are 10 % for sample A and 12 % for sample B.

Table 4 summarizes the results of the phase analysis. The numbers in parentheses are the respective uncertainties, based on *FULLPROF* results.

Deviations of Rietveld results from real concentrations in calibrated samples have been measured (Fullmann et al., 1999). In the case of well-crystallized phases, typical errors are in the range from $\pm 0.5\%$ to $\pm 3\%$, depending on the experimental conditions and the characteristics of the samples. For amorphous phase determinations, Winburn *et al.* (2000) and Halwax and Petras (2000) have found experimental confirmations of the validity of the Le Bail approach. The uncertainties are of approximately $\pm 5\%$. The error margins given in Table 4 (in parentheses) are well within the generally accepted uncertainties of quantitative x-ray diffraction phase analysis.

4.3. Thermal Gravimetric Analysis

Bain and Morgan (1969) verified that most of the kaolinite weight loss (from a total of 13.9%), occurs in the interval from 400 to 650°C, which corresponds to a 12.6%. Based on this, we determined by DTGA that samples A and B contained 27.1 and 40.6% of kaolinite, respectively. The results of a Rietveld quantitative phase analysis (Table 4) yielded values of 27 and 40% of kaolinite respectively.

Galán and Espinosa (1974), reported that allophane (amorphous hydrated silicate aluminate) loses weight continuously till 1000°C, without showing an inflexion in its TGA curve. The weight loss of allophane, in the temperature range from 100°C to 1000°C, is about 15%. The same effect is observed in the thermograms of both samples A and B (out of the interference of the dehydration



intervals of kaolinite). This suggests that the glassy material observed by XRD and petrography in both samples may correspond to allophane.

Based on the TGA thermograms of Figure 4, the loss on ignition (LOI) of 7.19 and 9.96% for samples A and B, respectively, were determined to complete the chemical analysis. An important portion of these LOI probably corresponds to the dehydration of allophane as shown in the mineralogical reconstruction.

4.4. Chemical Analysis and Mineralogical Reconstruction

Tables 5 and 6 show the results of chemical analysis and mineralogical reconstruction of samples A and B, respectively, along with the procedures for mineralogical reconstruction.

As can be observed, the results of petrographic studies, Rietveld phase analysis, TGA and chemical assays, allow us to make a complete balance of the minerals contained in the samples.

According to Galán and Espinosa (1974), the glassy material contained in the kaolins is essentially composed of SiO_2 and Al_2O_3 in a variable molar ratio that prevents, in many cases, a straightforward mineralogical interpretation. In this work, it was possible to solve this problem quantitatively, considering the contribution from opal, with differences relative to the Rietveld analysis of +2.3 for sample A and +1.7% for sample B. According to Moore and Reynolds (1997), the ratio of SiO_2 to Al_2O_3 is usually 1.3 to 2.0 for allophane, but has been reported as low as 0.83. In our case this relation was 1.8 and 2.7 for samples A and B, respectively.

5. DISCUSSION AND CONCLUSIONS

Kaolinized rocks from sample A were formed by the hypogenic alteration of a rhyolitic ignimbrite resulting mainly in disseminated kaolinite within the matrix rock with particle size in the range 1-40 μm . Kaolinized rocks from sample B were formed by the hypogenic alteration of a rhyolitic tuff. In these rocks, kaolinite (3 μm) occurs mainly as an alteration of both the lithic vitreous fragments 30-6000 μm in size, and the feldspars ranging from 60 to 1350 μm , forming larger kaolinite aggregates than in sample A.

The principal constituents of sample A are: 27.1% kaolinite, 21% cristobalite, 16.3% glassy material, 11% sanidine, 10% tridymite, 10% quartz, 3% opal, and 1.6% jarosite. For sample B the composition is: 40.6% kaolinite, 31.7% glassy material, 9% cristobalite, 8% tridymite, 8% quartz, 1.8% jarosite and 1.5% hematite. Minor components are calcite, hematite, sphene, and gypsum for sample A and calcite, sphene, sanidine, limonite, and magnetite for sample B.

Kaolinite in sample A has an average diameter of 8 μm . Most of it has a birefringence of ~0.005 and occurs altering the feldspars phenocrysts, and the lithic fragments of the matrix of ignimbrite.



Kaolinite in sample B has an average diameter of 3 μm and a birefringence of ~ 0.002 . Detection by optical means of kaolinite as part of the matrix of the rock in this sample proved to be a difficult task, as it may be easily confused with opal.

Quantitatively, chemical analysis and petrographic techniques are insufficient for mineralogical reconstruction of the minerals object of this work; however, by complementing these techniques with TGA and XRD, it was possible to overcome the following problems:

- (a) The overlapping of XRD patterns from a glassy material and kaolinite
- (b) The presence of silica in its different crystallographic forms, and
- (c) The occurrence of small size crystals.

The results of the Rietveld quantitative phase analysis for the ratio of kaolinite to glassy or amorphous fractions, agree with the analysis by DTGA and the mineralogical reconstruction.

For further metallurgical concentration work the following information is now available:

- (a) The minerals contained in the samples, their volume percent, particle size and associations.
- (b) The content of kaolinite in the claim represented by sample B (40.6%) is higher than in the claim from which sample A (27.1%) was taken.
- (c) The material from both claims have an important content of glassy material.
- (d) Kaolinite occurs in larger aggregates in sample B (up to 1350 μm) than in sample A (up to 40 μm).
- (e) The total content of cristobalite and trydimite, that are harmful in the ceramic tile manufacturing process is higher in sample A (31%) than in sample B (17%).

The above results strongly validate the methodology used to make a complete balance of the different minerals present in kaolins with an important fraction of glassy material.

Acknowledgments

The authors gratefully acknowledge the Regional Research System "Francisco Villa" (SIVILLA), "Cementos de Chihuahua," and "Inter ceramic" for financial support *SIVILLA Project 9705020*. J.M. Arzola is thankful for a doctoral scholarship from the "National Science and Technological Council" (CONACYT). The cooperation of J. HOLGUIN, P. DE SANTIAGO, E. HEINRICH, A. REYES AND D. LARDIZABAL is acknowledged.

References

Bain JA and Morgan D J (1969) The role of thermal analysis in the evaluation of impure clay deposits as mineral raw materials. *Clay Minerals* 8: 171-192.



- Brindley GW and Brown G* (1980) *Crystal Structures of Clay Minerals and their X-Ray Identification*. Mineralogical Soc., London, 494 pp.
- Fullmann T, Walenta G, Bier T, Espinosa B, Scrivener KL* (1999) Quantitative Rietveld phase analysis of calcium aluminate cements. *World Cem* 30: 91-96.
- Galán E and Espinosa J* (1974) *El Caolín en España: Características, identificación y ensayos cerámicos*. Sociedad Española de Cerámica y Vidrio, Madrid, 230 pp.
- Gualtieri AF, Zanni M* (1998) Quantitative determination of crystalline and amorphous phase in traditional ceramics by combined Rietveld-RIR method. *Mater Sci Forum* 280: 834-839.
- Halwax E, Petras L* (2000) Quantitative phase analysis: Rietveld method versus full-pattern method with whole observed standard profiles. *Mater Sci Forum* 321: 54-59.
- Hillier S* (2000) Accurate quantitative analysis of clay and other minerals in sandstones by XRD: comparison of a Rietveld and a reference intensity ratio (RIR) method and the importance of sample preparation. *Clay Miner* 35: 291-302.
- Le Bail A* (1995) Modelling the silica glass structure by the Rietveld method. *J Non-Cryst Solids* 183: 39-42.
- Moore DM and Reynolds RC* (1997) *X-Ray Diffraction and the Identification and Analysis of Clay Minerals*. 2nd ed. Oxford Univ. Press, Oxford, 378 pp.
- Murray HH* (1988) Kaolin Minerals: their genesis and occurrences. *Rev In Mineral* 19: 67-89.
- Rietveld HM* (1967) Line profiles of neutron powder-diffraction peaks for structure refinement. *Acta Cryst* 22: 151-152.
- Rietveld HM* (1969) A profile refinement method for nuclear and magnetic structures. *J Appl Cryst* 2: 65-71.
- Rodriguez-Carvajal J* (1990) FULLPROF: A Program for Rietveld Refinement and Pattern Matching Analysis. Abstracts of the Satellite Meeting on Powder Diffraction of the XV Congress of the IUCr., Toulouse, France, 127 pp.
- Velde B* (1992) *Introduction to Clays Minerals: Chemistry, origins, uses and environmental significance*. Chapman & Hall, London, 198 pp.
- Winburn RS, Lerach SL, Jarabek BR, Wisdom MA, Grier DG, McCarthy GJ* (2000) Quantitative XRD analysis of coal combustion by-products by the Rietveld method. Testing with standard mixtures. *Adv X-Ray Anal* 42: 387-396.
- Young RA* (1993) *The Rietveld Method*. Oxford Univ. Press, Oxford, 298 pp.

Table 1. Minerals observed in the thin sections of sample A.

Mineral	Cont (%)	Min size (µm)	Max Size (µm)	Average Size (µm)
---------	-------------	---------------------	---------------------	-------------------------



Kaolinite disseminated in the matrix	29	1	40	8
Kaolinite filling fractures	2	2	10	5
Feldspar phenocrysts altered to cryptocrystalline kaolinite (50%) and opal (50%)	5			1500 Feld. 5 Kaolinite 5 Opal
60% kaolinized lithic fragment with quartz (6%), hematite (4%), and cristobalite-tridymite (30%)	1			900 Lith. Fragm. 5 Kaolinite 30 Quartz 10 Hemat
Vitreous matrix	31			
Cristobalite and tridymite in the matrix and filling cavities	25	10	270	50
Opal in fractures	1	10	10	10
Hematite in fractures and disseminated in the matrix	6	1	50	5
Chalcedony filling cavities and replacing the matrix	traces	2	420	145
Total	100			

Table 2. Minerals observed in the thin sections of sample B.



Mineral	Cont (%)	Min Size (µm)	Max size (µm)	Aver Size (µm)	I N C L U S I O N S Cont Min Max Aver (%) Size Size Size (µm)
60% kaolinized pumicitic fragments	36	30	6000	387	3 kaol
Kaolinized feldspar	8	60	1350	288	3 kaol
Kaolinite disseminated in the matrix	4			3	
90% kaolinized lithic fragment with sphene included	2	100	750	480	Traces sph 40 sph 100 sph 50 sph 5 kaol
Vitreous matrix	30				
Lithic fragment with cristobalite-tridymite and sphene included	9	240	4000	960	1 sph 5 sph 190 sph 20 sph 8 crist 10 crist 100 crist 25 crist 8 trid 10 trid 100 crist 20 trid 30 trid
Cristobalite and tridymite in the matrix	Traces	50	100	67	
Quartz	5	10	1700	244	
Microcrystalline rhyolitic fragment with hematite	1	50	1100	220	Traces hem 5 hem 20 hem 10 hem
Lithic fragment altered to jarosite with Sphene and hematite included	4	50	1000	206	Traces sph 20 sph 60 sph 32 sph Traces hem 10 hem 20 hem 14 hem 6 jaros 5 jaros 20 jaros 7 jaros
Sphene	Traces	35	150	88	
Biotite	Traces	90	700	287	
Hematite and magnetite in fractures and disseminated in the matrix	1 hem Tr. mag	5 hem 10 mag	50 hem 50 mag	15 hem 25 mag	
Limonite	Traces				
Calcite	Traces				
Zircon	Traces				
Total	100				



Table 3. Estimated occurrence of kaolinite at the Corralitos Jiménez deposit.

Occurrence of Kaolinite	Sample A (%)	Sample B (%)
Disseminated in the rock matrix	29	4
Altering the feldspars	2.5	8
Filling fractures	2	-
Altering lithic fragments	0.6	1.8
Altering pumicitic fragments	-	21.6
Total	34.1	35.4

Table 4. Results of Rietveld Quantitative Phase Analysis

Mineral	Sample "A" (% wt.)	Sample "B" (% wt.)
Kaolinite	27 (1)	40 (1)
Amorphous	17 (1)	30 (1)
Cristobalite	21 (1)	9 (0.5)
Tridymite	10 (0.5)	8 (0.5)
Quartz	10 (0.5)	8 (0.5)
Sanidine	11 (0.5)	-
Jarosite	3.5 (0.5)	4 (0.5)
Calcite	0.5 (0.5)	1 (0.5)
Total	100	100



Table 5. Mineralogical reconstruction of sample A. Chemical analysis of sample A (%). LOI=loss on ignition

Chemical Analysis (%)			71.80	17.45	1.39	0.19	0.05	0.63	0.46	2.01	0.55	7.19
Minerals	Formula	Cont.	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	TiO ₂	MgO	CaO	Na ₂ O	K ₂ O	SO ₃	LOI
² Kaolinite	Al ₂ Si ₂ O ₅ (OH) ₄	27.1	12.64	10.72								3.42
³ Cristobalite	SiO ₂	21	21									
³ Tridymite	SiO ₂	10	10									
³ Quartz	SiO ₂	10	10									
⁵ Opal	SiO ₂ ·H ₂ O	3	2.31									0.69
⁶ Amorphous	SiO ₂ ·Al ₂ O ₃ ·H ₂ O·MgO·Na ₂ O	16.3	8.59	4.71			0.05		0.46			2.52
³ Sanidine	K(AlSi ₃ O ₈)	11	7.12	2.01						1.86		
⁴ Jarosite	KFe ₃ (SO ₄) ₂ (OH) ₆	1.6			0.76					0.15	0.51	0.17
⁴ Calcite	CaCO ₃	0.8						0.47				0.37
⁴ Hematite	Fe ₂ O ₃	0.6			0.63							
⁴ Gypsum	CaSO ₄ ·2H ₂ O	0.1						0.03			0.04	0.02
¹ Sphene	CaTiSiO ₅	0.5	0.14			0.19		0.13				
Total Reconstruction (%)		102	71.80	17.44	1.39	0.19	0.05	0.63	0.46	2.01	0.55	7.19

¹ The sphene was reconstructed with the titanium assay.

² The content of the kaolinite was taken from the DTGA.

³ Cristobalite, tridymite quartz and sanidine were taken from the information provided by the results of Rietveld quantitative phase.

⁴ Jarosite was reconstructed with the remaining potassium. Gypsum with the remaining sulfur. Hematite with the remaining iron and calcite with the remaining calcium.

⁵ The opal amount was taken from the optical observations.

⁶ The amorphous material content was considered the complement to complete 100% of the mineral phases contained in this material, and is reconstructed by the remaining silica, aluminum, magnesium, sodium and LOI.



Table 6. Mineralogical reconstruction of sample B. Chemical analysis of sample B (%). LOI=loss on ignition

Chemical Analysis (%)			64.37	23.52	2.89	0.27	0.08	0.58	0.11	0.26	0.57	9.96
Minerals	Formula	Cont.	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	TiO ₂	MgO	CaO	Na ₂ O	K ₂ O	SO ₃	LOI
² Kaolinite	Al ₂ Si ₂ O ₅ (OH) ₄	40.6	18.92	16.05								5.12
³ Cristobalite	SiO ₂	9	9									
³ Tridymite	SiO ₂	8	8									
³ Quartz	SiO ₂	8	8									
⁶ Amorphous	SiO ₂ ·Al ₂ O ₃ ·H ₂ O·MgO·Na ₂ O	31.7	19.88	7.37			0.08		0.11			4.28
⁴ Sanidine	K(AlSi ₃ O ₈)	0.6	0.36	0.10						0.09		
¹ Jarosite	KFe ₃ (SO ₄) ₂ (OH) ₆	1.8			0.85					0.17	0.57	0.19
⁴ Calcite	CaCO ₃	0.7						0.39				0.31
⁵ Hematite	Fe ₂ O ₃	1.5			1.46							
¹ Sphene	CaTiSiO ₅	0.7	0.21			0.27		0.19				
⁵ Limonite	Fe ₂ O ₃ ·H ₂ O	0.6			0.49							0.06
⁵ Magnetite	Fe ₃ O ₄	0.1			0.08							
Total Reconstruction (%)		103	64.37	23.52	2.88	0.27	0.08	0.58	0.11	0.26	0.57	9.96
¹ The sphene was reconstructed with the titanium assay and the Jarosite was reconstructed with the sulfur assay. ² The content of the kaolinite was taken from the DTGA. ³ Cristobalite, tridymite and quartz were taken from the information provided by the results of Rietveld quantitative phase. ⁴ The sanidine was reconstructed with remaining potassium and calcite with the remaining calcium. ⁵ Iron oxide minerals were reconstructed by assigning the iron to form them, according to the percentages of magnetite, hematite, and limonite observed during microscopic observations. ⁶ The amorphous material content was considered the complement to complete 100% of the mineral phases contained in this material, and is reconstructed by the remaining silica, aluminum, magnesium, sodium, and LOI.												



FIGURE CAPTIONS

Figure 1. Photomicrographs of the thin sections of the kaolinized rocks A.

a) Rock from the Puro site showing well crystallized kaolinite. The bottom left-hand side exhibits two completely kaolinized feldspars (K). At the bottom right side the contour of another feldspar (F) is observed, but in this case the kaolinite in the center of the feldspar was eroded during the elaboration of the thin section, leaving the kaolinite (K) with the white color at the outer part of the original feldspar. The matrix (M) is composed of cryptocrystalline cristobalite-tridymite, partially devitrified material with an isotropic appearance, and kaolinite (K) as the disseminated white dots. In this figure the larger cristobalite-tridymite (C-T) crystals located at the upper and lower right portions are difficult to see due to its isotropic character. Partially crossed polars.

b) Rock from the Lago site showing kaolinite (K) in two fractures. The kaolinite that fills the fractures is "amorphous" and presents an isotropic appearance. Feldspar replaced by opal (O) and cristobalite-tridymite (C-T) included in a cryptocrystalline and vitreous matrix (M). Plain light.

c) Rock from the Lago site showing a phenocryst of a feldspar that was replaced by opal (O) and altered to kaolinite (K). Plain light.

d) Rock from the Tiro site showing cristobalite-tridymite (C-T) filling a cavity that is aligned with the flow surface of the ignimbrite (clear portion at the left side of the microphotograph) and disseminated in the matrix. Feldspar replaced by opal (O). Partially crossed polars and gypsum plate inserted.

Figure 2. Photomicrographs of the thin sections of the kaolinized rocks B.

a) Rock from the Samalayuca-M2 site that shows partially kaolinized pumicitic fragments (V-K), kaolinized feldspar (K), quartz (Q), and hematite (H) included in a cryptocrystalline and partially devitrified matrix (M). Plain light.

b) Rock from the Samalayuca-M1 site that shows feldspars altered to cryptocrystalline kaolinite (K), pumicitic fragments partially kaolinized (V-K), quartz (Q), calcite (A), and a kaolinized lithic fragment (U-K) with hematite (H). Mentioned phases are included in a partially devitrified matrix (M) that contains cryptocrystalline cristobalite-tridymite (not distinguishable in the micrography). Partially crossed polars.

Figure 3. Selected interval of the XRD pattern produced by the examined samples A and B. Dashed curves represent experimental data, continuous plot is the calculated pattern.

Figure 4. TGA and DTGA thermograms of samples A and B.

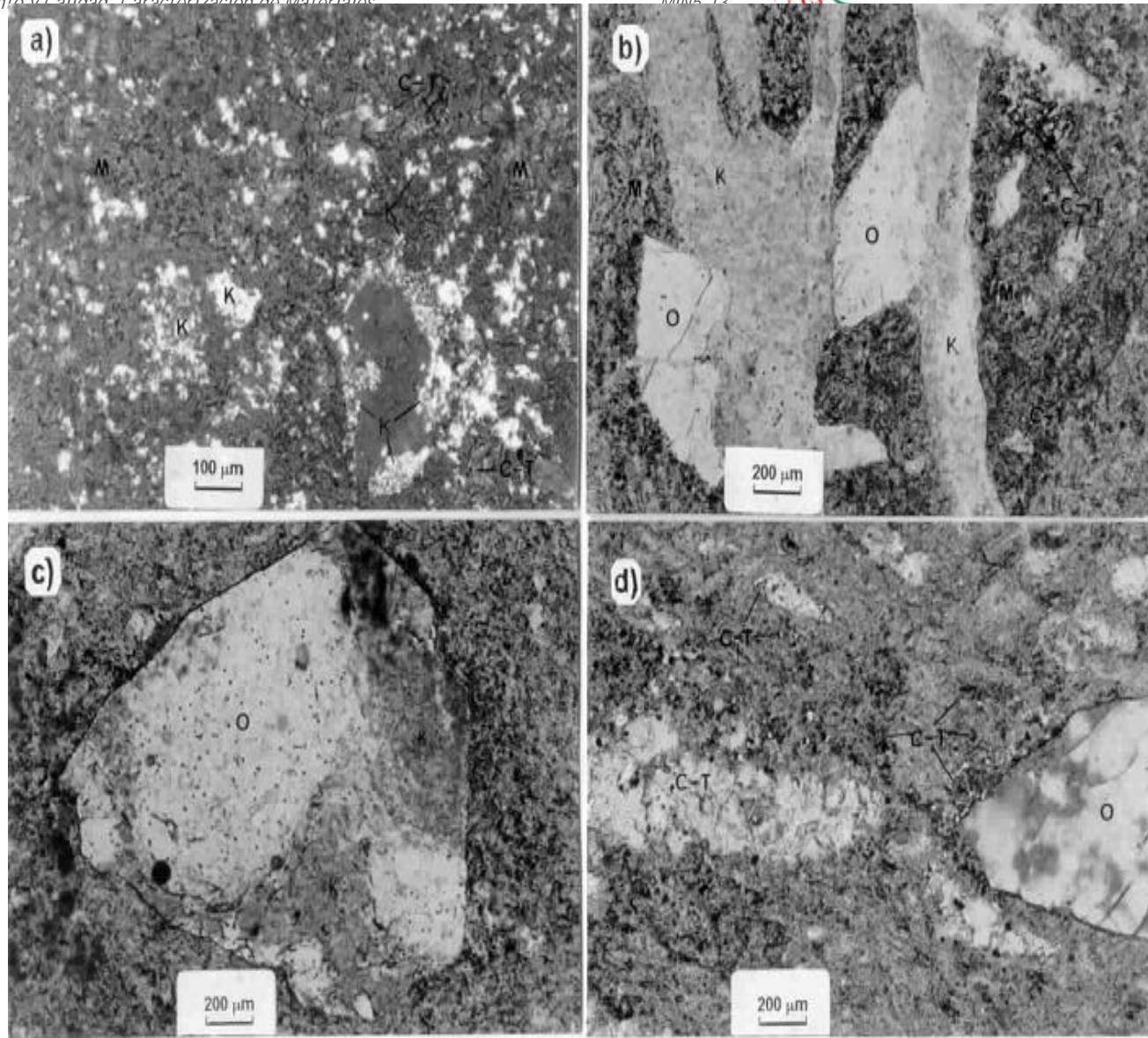


Figure 1

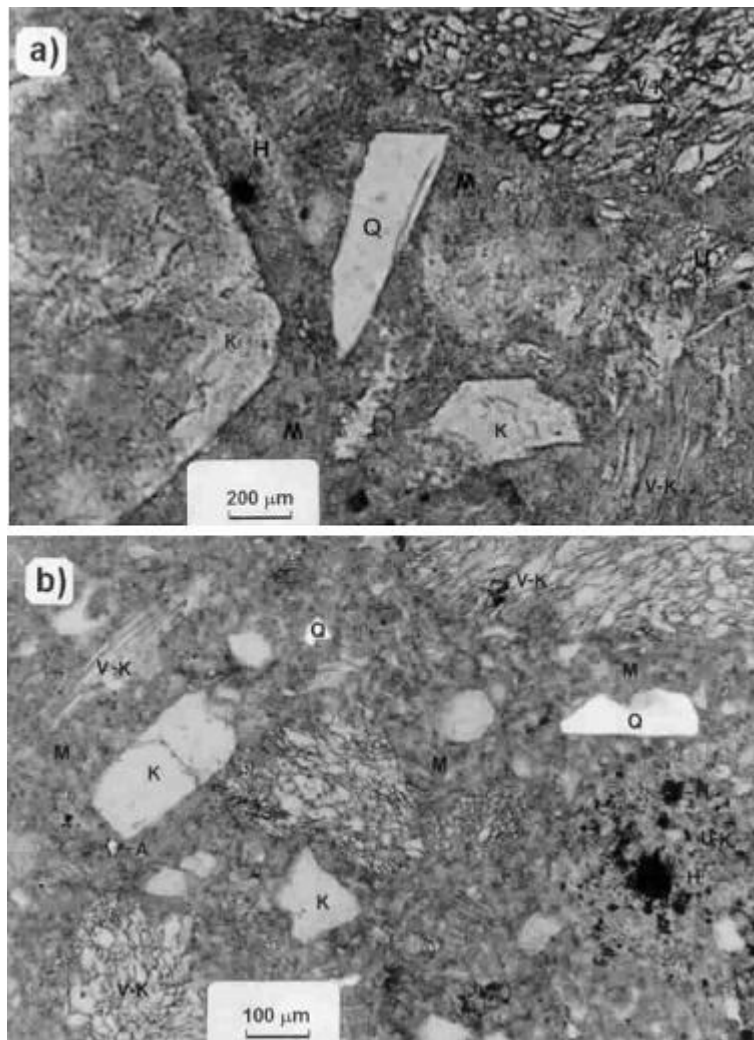


Figure 2

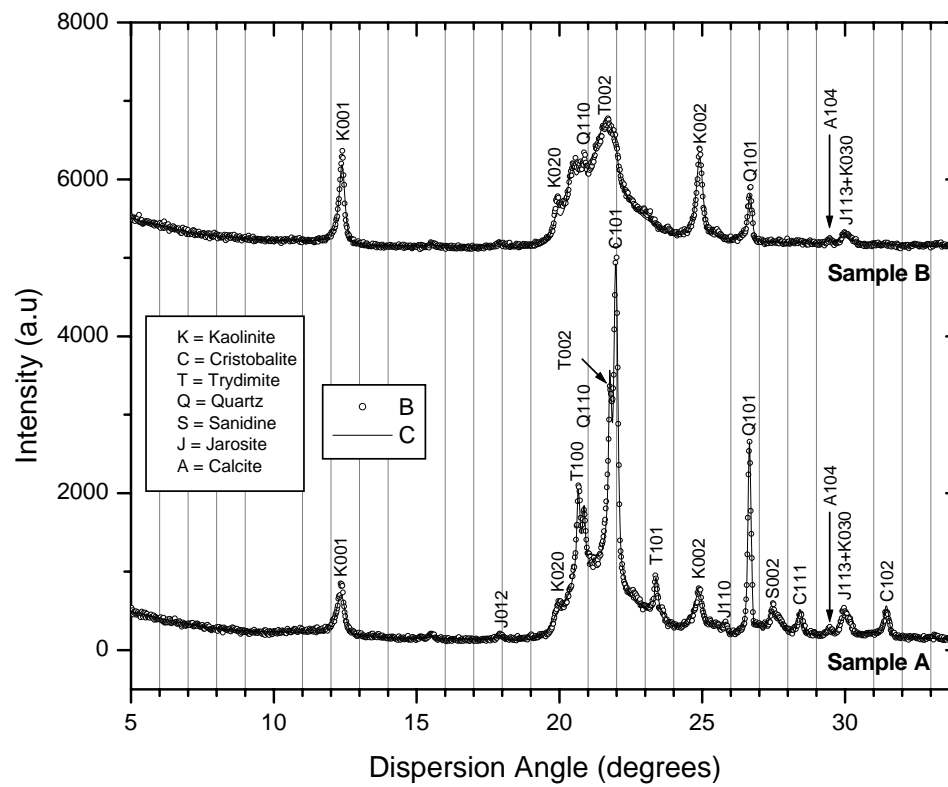


Figure 3

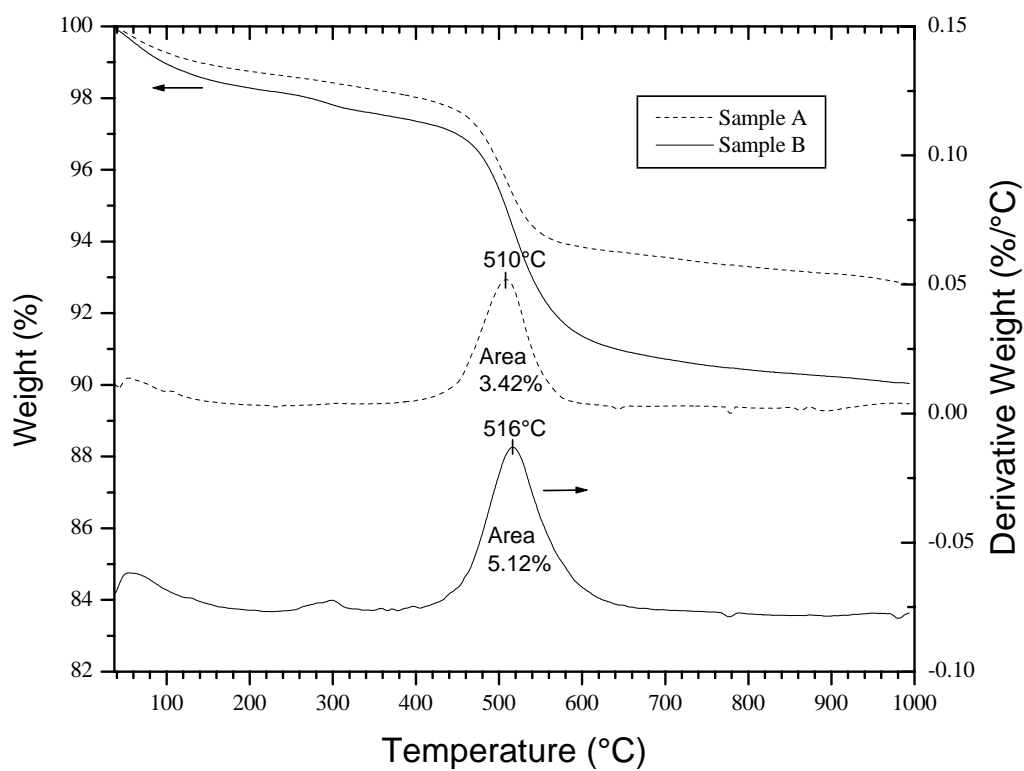


Figure 4



ESPECIACIÓN DE CIANURO Y COMPONENTES RELACIONADOS EN LAVADOS DE COLAS CIANURADAS DE MINERALES DE ORO

Martha Benavente(1), Jesús Casas(2), Jacques Wiertz(3) y Joaquín Martínez(4)

- (1) Universidad Nacional de Ingeniería, Facultad de Ing. Química, mbena_98@yahoo.com
- (2) Universidad de Chile, Depto. de Ing. Química, jecasas@ing.uchile.cl
- (3) Universidad de Chile, Depto. De Ing. De Minas, jwiertz@ing.uchile.cl
- (4) Royal Institute of Technology, Dpt. of Chem. Eng. & Technology, jmartinez@ket.kth.se

Este trabajo tuvo como objetivo estudiar la interacción del cianuro con iones metálicos en soluciones de lavado de colas cianuradas de menas de oro, mediante el uso de un modelo geoquímico que simula la especiación del cianuro y componentes relacionadas a distintas condiciones de pH, Eh y concentración de cianuro. Para ello, se realizó un estudio teórico de la química del cianuro en los tranques de colas de minerales de oro y se hizo una caracterización físico-química, mineralógica y granulométrica del relave cianurado de la Mina El Limón, Nicaragua. Además, se realizó una modelación y simulación computacional del sistema Fe-Cu-Zn-Cl-Ca-NaCN-H₂O, aplicando para ello los programas computacionales CHEMesp y PHREEQC que poseen distintos modelos para calcular los coeficientes de actividad iónica.

El cianuro se distribuye en forma libre (CN⁻ y HCN) y en forma compleja, asociado con varios metales, lo cual modifica la solubilidad y el grado de toxicidad de cada metal. El cianuro se asocia con los iones de cobre y de cinc, formando complejos cianurados débiles fáciles de disociar, denominados WADs: Cu(CN)₂, Cu(CN)₃⁻, Zn(CN)₄²⁻; los cuales pueden disociarse en un rango de pH de 3.5 a 7. Por otro lado, con el Fe(II) y Fe(III), el cianuro forma complejos cianurados fuertes, difíciles de disociar, denominados SADs: Fe(CN)₆⁴⁻ y Fe(CN)₆³⁻, muy resistentes a la degradación natural. Estos complejos pueden disociarse a bajo valores de pH y son capaces de desprender cianuro de hidrógeno cuando se exponen a una intensa radiación ultravioleta.

El relave cianurado presentó una textura franco limosa, conformado con aproximadamente 95% de dióxido de silicio y óxido de calcio. Además, se encontró una concentración de 2.13% de Fe y 0.79% de Al; las especies metálicas Zn y Cu se observaron en bajos niveles (<150 g/ton).

Para simular el proceso se consideró un modelo de especiación iónica formado por un conjunto de reacciones químicas y de especies principales en fase acuosa (hierro, cobre, cinc, calcio, aluminio, cloruro y cianuro). Se trabajó en un rango de pH de 1 a 12, a diferentes concentraciones de cianuro (10⁻⁵ a 0.1 mol/kg H₂O) y diferentes pe (FE⁰/[RT*ln(10)]) de -8 a 8. Las simulaciones se realizaron a 25°C con datos experimentales de composición de muestras del agua de lavado de colas cianuradas, y actualizando la base de datos de los programas computacionales con valores revisados a partir de publicaciones científicas.

Las simulaciones indicaron que a pH < 3, las especies predominantes fueron el HCN y las especies metálicas Fe²⁺, Fe³⁺, Zn²⁺ y Cu²⁺; además de los complejos FeCl²⁺, FeCl₂⁺. En el rango de pH de 3 y 9, predominan las especies complejas CaFe(CN)₆²⁻, Fe(CN)₆⁴⁻, Fe(CN)₆³⁻, CaFe(CN)₆²⁻, Cu(CN)₂, ZnCN⁺, Zn(CN)₂ y Zn(CN)₃⁻. A pH básico (pH > 9) Las especies que predominaron fueron CN⁻, CaFe(CN)₆²⁻, Fe(CN)₆⁴⁻, Fe(CN)₆³⁻, CaFe(CN)₆²⁻, Cu(CN)₃⁻, Zn(CN)₄²⁻ y Zn(OH)₃⁻.

La especiación del agua de lavado de colas indicó que las principales especies, a pH = 8.3, fueron: Ca²⁺ (2.29x10⁻³ m), Al(OH)₄⁻ (2.20x10⁻³ m), Al(OH)₃⁰ (1.53x10⁻⁴ m), Cl⁻ (3.31x10⁻⁵ m), Fe²⁺ (1.26x10⁻⁵ m), CaFe(CN)₆²⁻ (3.69x10⁻⁶ m), Fe(CN)₆⁴⁻ (3.45x10⁻⁷ m), HCN (1.64x10⁻⁷ m), Zn²⁺ (1.32x10⁻⁷ m), Cu(OH)₂ (7.56x10⁻⁸ m).

Como proyecciones de este trabajo, se debe destacar que el depósito continuo de material de relave sin ningún tratamiento previo, ocasiona un impacto ambiental en el aire por la producción del HCN gaseoso y el arrastre de partículas finas por el viento, y la contaminación de suelos y de aguas subterráneas por la infiltración de percolados con cianuro y metales pesados disueltos. Por lo cual, se necesita realizar estudios complementarios y desarrollar métodos y tecnologías que permitan resolver estos impactos negativos al medio ambiente.



RESULTADO DE LA IMPLEMENTACIÓN DEL SISTEMA DE CALIDAD EN UN CENTRO DE INVESTIGACION: CASO CIPIMM

Anolan Díaz Fernández ⁽¹⁾, Miguel Anaya Alfonso, Guillermo Cilano Campos, Mirtha López Vargas.

(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica. Carretera, Varona #12028 Km 1 ½, Capdevila, Boyeros, Ciudad de La Habana, Cuba, e-mail: cipimm@ip.minbas.cu

RESUMEN

Para diseñar el sistema de Gestión de la calidad la tarea inicial es la caracterización del estado de la Organización. Conocer con precisión su objeto social, la definición y /o actualización de sus definiciones estratégicas, misión, visión, Valores, líneas estratégicas, política y el establecimiento coherente de los objetivos generales de la entidad y los riesgos inherentes. La identificación de las barreras y fuerzas favorables que puedan influir en el diseño del sistema es esencial en esta etapa. La necesidad de desagregar estos objetivos para comunicar y hacerlos llegar hasta el último nivel de la institución conlleva la existencia de procesos de información y comunicación eficientes así como la revisión del estilo de trabajo.

La planificación de los recursos humanos, materiales, de formación, Información científica, comunicación, infraestructura en todos sus aspectos, ambiente de trabajo, financieros son indispensable, giran alrededor de la actividad fundamental del centro y se lograrán de manera eficaz si se planifican como procesos cuya entrada será ese objetivo principal, a partir del cual será necesario identificar y definir los elementos vinculados al mismo para concretar el plan de cada una de los recursos considerados que consolidados al objetivo central darán lugar a un Plan de Negocios sólido, consistente, bien concebido.

Para la ejecución del objetivo central, se desarrollan procesos frente al cliente, que en muchos casos requieren de trabajos que se realizan en el año anterior al de referencia y que están relacionados con las definiciones de los requisitos y la revisión de contratos entre otros. Todos los procesos que se plantean en la ISO 9001:2000 de realización, medición y análisis del proceso y del producto (7,8) están incluidos en este paso del diseño del sistema y se trabaja solo en su adecuación al desarrollo de las investigaciones.

En el trabajo se presenta de forma esquemática en mapas de proceso el diseño del sistema de gestión de la calidad del CIPIMM y algunos flujos de procesos desarrollados que consideramos sean de interés. El Sistema está basado en los principios de calidad total y de los 8 principios de la ISO 9001. Los procesos desarrollados cumplen el ciclo Deming y son objeto de auditoría, medición de satisfacción, revisión por la dirección y mejoras así como tienen definido los métodos de medición de su eficacia y eficiencia.

ABSTRACT

To design the Quality Management System, the initial task is the characterization of the status of the Organization as well as to know very accurately its social reason, the definition and/or updating of its strategic definitions, mission, vision, values, strategic lines, policy and the coherent establishment of the general objectives of the entity and the inherent risks. The identification of the barriers and the forces that favorably influence in the design of the system are essential in this stage. The need to deaggregate these objectives to communicate and make them go to the last level of the institution, carries the existence of the efficient information and communication processes as well as the checking of the work style.

The planning of the human, materials, formation, scientific information, communication resources, the infrastructure in every of its aspects, the work environment, the financial resources are



indispensable and rotate around the fundamental activity of this main objective, based on which it will be necessary to identify and define the elements linked to it to concrete the plan for every one of the resources considered. They all once consolidated to the main objective, will give place to a Business Plan that will be solid, consistent and well conceived.

To execute this central objective, the processes are carried out in front of the client, and in many cases, require the works done during the previous year related to the definitions of the requisites and checking of the contracts among others. All these processes stated in ISO 9001. 2000 about carrying out, measurement and analysis of the process and of the products (7, 8), are included in this stage of the system design and are worked on only to fit them to the development of the investigations.

This work presents in a schematic way in maps of the process, the design of the Quality Management System of CIPIMM and some processes flows developed which we consider of interest. The System is based on the principles of total quality and in the 8 principles stated in ISO 9001. The processes developed fulfill the Deming cycle and are the object of auditing, measurement of the clients' satisfaction, checking by the Direction Board and improvements. They have also defined the methods of measuring its efficiency and effectiveness.

INTRODUCCIÓN.

El objetivo del presente trabajo es transmitir las experiencias del CIPIMM durante el diseño y elaboración del sistema de gestión de la calidad a modo de contribuir con otros centros que se encuentran enfrascados en esta singular tarea.

Para iniciar el diseño, como para cualquier actividad nueva que se enfrenta, lo primero es lograr la motivación y la capacitación del personal involucrada en la misma. De imprescindible catalogamos el estudio de las Normas ISO de la clase 9000 así como artículos diversos recibidos a través del MINBAS, Guía de Implementación, Hágalo ud. mismo, que consideramos de consulta obligada para acometer con éxito el diseño del sistema así como participar en diversos cursos y seminarios con el mismo fin, Cursos de Auditor Líder de Veritas, Cursos de enfoque de proceso y otros.

Tradicionalmente los centros de Investigaciones del país han desarrollado sus investigaciones con un alto rigor científico, con personal altamente capacitado, competente, aplicando Normas internacionales y de países extranjeros reconocidos en la actividad específica, incluso utilizando en muchos casos el que se pudiera considerarse el equipamiento más idóneo para la actividad que se realiza. La competencia ha estado avalada por el prestigio que estas instituciones ostentaran.

Durante los últimos años el CIPIMM ha trabajado fundamentalmente en función de la ejecución de investigaciones relacionadas con los minerales de las Empresas de la Unión Geólogo minera, desarrollándose en un sector minero-metalúrgico maduro afectado por ciclos de contracción (por diversos motivos) de los precios de metales fundamentales para nuestra industria: Ni, Cu, Au y Ag constituyendo por ende un sector de riesgo pero que donde además el incremento en precio de los insumos genera una demanda permanente de proyectos, servicios y consultorías que tiendan a disminuir los costos de inversión y de operación en minas y plantas. Mejoras en el precio y demanda de algunos de los metales favorecen la reactivación de los proyectos y por tanto la necesidad de los servicios I+D. De este análisis se desprende que las empresas cubanas de la UGM constituyen el mercado natural para nuestros Proyectos de optimización y/o desarrollo de tecnologías así como servicios científico - técnicos de todo tipo y en especial los vinculados al sistema de aseguramiento de la calidad, el control medioambiental y la eficiencia



tecnológica de los procesos productivos, actividades estas para las que el CIPIMM constituye el Centro rector para toda nuestra Organización Empresarial.

En el caso de los minerales de níquel también han sido captados importantes proyectos en competencia con Instituciones extranjeras y cubanas, tales como los servicios demandados por San Felipe Mining, la Empresa Cmdte Ernesto Che Guevara y Moa Nickel S.A. así como perspectivas reales de negociaciones con empresas de otros países que amplían y consolidan las fuentes de trabajo del centro, su mercado.

El CIPIMM siempre hasta ahora había trazado sus estrategias basada en acciones que aunque acertadas producto de la experiencia y conocimiento profundo del sector, la turbulencia del entorno, el mercado, la competencia y los clientes, lograron con ingentes esfuerzos, su inserción en un mercado.

El diseño de un sistema de gestión de la calidad ha consolidado e institucionalizado los mecanismos para la definición de las líneas estratégicas, política e incremento de la eficiencia y la eficacia de sus procesos, el aprovechamiento integral de todos sus recursos, mantenerse en el mercado, tornándose más participativo para todo el personal de la institución con la garantía de contar con un Centro de investigaciones cada vez más competitivo.

MÉTODOS:

Diseño de sistema de gestión de la calidad con enfoque de proceso.

Principios de calidad total

Principios de sistema de gestión de la calidad según ISO 9001:2000

Diseño de mapas y flujos de proceso.

ANÁLISIS DE RESULTADOS.

En un entorno turbulento como el actual es indispensable concebir la gestión en estrecha relación con la evolución de dicho entorno, ya que los factores de ejecución de las empresas y centros en general están fundamentalmente relacionados con su capacidad de dominar el cambio y de adaptarse a estas turbulencias, elementos constitutivos de la gestión estratégica, que son necesarios también incorporar en la gestión de la calidad.

- Definiciones estratégicas.

El diseño del sistema requiere establecer un proceso que cumpla estos aspectos, que partiendo de las Directivas de los organismos superiores, el contacto con los clientes, un estudio de mercado, las Informaciones del entorno interno y externo, entre otros, tenga como resultado la definición de las líneas estratégicas, la política y los objetivos de la entidad.

Es indispensable la aplicación del análisis estratégico, conformado por sus tres elementos fundamentales: el análisis externo y el análisis interno que juntos componen el diagnóstico de la Empresa o análisis DAFO y la consecuente definición de misiones, estrategias, objetivos y metas.

En el caso del CIPIMM el análisis del entorno interno y externo ha revelado la fortaleza del recurso humano en la institución y la presencia de la oportunidad de precios competitivos que unido a una promoción en ascenso aun con algunas limitaciones, con



ofertas competitivas a tiempo y excelentes resultados, ha logrado gradualmente la necesidad de ampliar el abanico de posibilidades de trabajo y desplazar del mercado minero cubano de servicios de I+D a instituciones de reconocido prestigio en el extranjero. En el diseño y establecimiento del sistema se define que y como hacer a través de un proceso identificado como estratégico, y se plantea la necesidad de sistematizar e institucionalizar las acciones para definir la misión, líneas estratégicas, política y objetivos del centro. Figura 1.

Internamente se han creado las bases para que el grupo de ICT con los procesos desarrollados, planifique, apoye y provea de la información necesaria para realizar estos estudios (Boletín informativo Infomin, búsquedas bibliográficas, búsquedas de información diseminada, monografías, resúmenes, traducciones, patentes y otros) .

- Barreras y fuerzas favorables.

La primera barrera se deriva de que los centros y en particular el CIPIMM en años anteriores logró posesionarse de un mercado con resultados aceptables sin contar con un Sistema de gestión de la calidad, las acciones se realizaban en el centro obligados por la necesidad de mantenerse en el mercado, de forma intuitiva y basada en la experiencia y madurez del personal directivo. No obstante, también producto del análisis interno conocemos que la edad promedio del centro es alta, lo que se traduce que en breve plazo, una gran cantidad de estos investigadores de alto nivel abandonarían la institución y con ellos, la experiencia que hasta ahora había permitido realizar tales acciones. Con la implantación del sistema quedan atrás estas acciones aleatorias, se establece como preámbulo del diseño del sistema la caracterización del estado de la institución y la aplicación y desarrollo de los procesos identificados para las definiciones de la estrategia del centro con su base documental.

Otra barrera la constituye el desinterés de las Empresas por el trabajo de investigación que se realiza en el centro.

A pesar de como antes señalamos constituyen las Empresas de la Unión Geominera el mercado fundamental de las investigaciones que proyecta el centro, estas no se ven involucradas y comprometidas con el accionar del centro de Investigación. Con la implantación del sistema, nuestros investigadores tendrán que desarrollar una labor cada vez mas de frente al cliente, para convencer y lograr relacionarse e introducir sus resultados en las empresas, para que comprendan la necesidad y ventaja que tienen de contar con un centro de investigaciones de alto nivel para solucionar gran parte de los problemas que actualmente confrontan.

Como fuerzas favorables, contamos con la orientación del organismo superior, la comprensión y decisión de la alta dirección del centro para el diseño e implantación del sistema y la alta calificación del personal y su entrenamiento para la introducción de métodos novedosos cada vez más eficientes.

- Comunicación.

La divulgación es un proceso fundamental para el avance y aplicación del sistema de gestión de la calidad total. Se requiere divulgar los objetivos para hacerlos conocer a través de toda la institución y solicitar su desagregación.



En los centros de investigación los objetivos fundamentales definidos 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. Calidad al igual que el resto de las áreas del centro define a partir de los objetivos de la alta dirección sus objetivos a nivel de centro.

Por lo general cada objetivo en el área de investigación puede identificarse con investigaciones que a su vez definen sus objetivos específicos, los de calidad 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 previamente han venido trabajando, 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. Todo ello requiere de procesos bien estructurados.

La comunicación de los objetivos generales unido a las propuestas de investigaciones a las diferentes direcciones que conforman la entidad provoca una “reacción en cadena” de intercambio investigación- áreas para la planificación de los recursos contemplados en el acápite 6 de la ISO 9001:2000.

- Planificación de los recursos:

La planificación de los recursos producto de la conciliación investigación-áreas se consolida en el plan de Investigaciones esta vez, basada en proyectos que unido a la planificación del resto de las direcciones del centro incluyendo presupuesto de gastos y un trabajo posterior de la alta dirección consolida el plan de negocios de la entidad.

La planificación de los recursos humanos, materiales, de formación, Información científica, información, infraestructura en todos sus aspectos (edificios, transporte, energía, servicios de comedor, equipos, instrumentos, comunicación, compras, riesgos, mantenimiento y conservación, medio ambiente y disposición de residuos) ambiente de trabajo, proveedores, recursos financieros, son indispensables, giran alrededor de la actividad fundamental del centro y se lograrán de manera eficaz si se planifican como procesos. Figura 2.

La entrada fundamental del proceso de planificación en una Empresa de producción es el plan de producción, digamos 100 ton/año de un producto determinado, previamente definido por la aplicación de un proceso estratégico como el mencionado anteriormente. A partir del objetivo fundamental de producir esta cantidad, se planifica el equipamiento necesario, la materia prima, los recursos humanos, la necesidad de capacitación, el transporte, envase y embalaje entre otros.

En nuestro caso como centro de Investigaciones la entrada fundamental del proceso es también el objetivo principal el producto del centro, el plan de investigación conformado con el total de las investigaciones propuestas por los investigadores con posibilidad real de convertirse en proyectos de investigación.

Con la propuesta de investigación divulgada cada área del centro:

- identificar y definir los elementos vinculados al mismo,



- evaluar los elementos identificados frente a las necesidades del objetivo en cuestión
- identificar las necesidades de recursos derivados de la evaluación realizada

Digamos por ejemplo en el caso de la infraestructura, aspecto equipos.

Con la propuesta de investigación, la dirección de Aseguramiento procede a Identificar los equipos que se requiere utilizar para realizar las pruebas propuestas, Evalúa el estado técnico, la cantidad de equipos que se requieren, las características de los equipos a emplear, entre otros, todo basado en la propuesta de investigación, Identifica producto del análisis del estado técnico del equipo, las piezas que requiere para su reparación. Define la necesidad de adquirir más equipos pues no alcanza con los existentes, lo que va al Plan de compras del centro.

Pero a su vez, Recursos Humanos con la misma propuesta, sigue los mismos pasos que la Dirección de Aseguramiento. Identifica el personal que requiere la investigación, si existe, su capacitación, su categoría científica, cantidad de personal necesario de cada categoría, disponibilidad. En fin se definen los recursos humanos que requiere cada investigación en particular y al final se tiene el Plan de Recursos humanos del centro.

Se concreta el plan de cada una de los recursos considerados que juntos responderán a las necesidades de los objetivos básicos planteados por la dirección de la entidad y que consolidados al objetivo central dará lugar a un Plan de Negocios sólido, consistente, bien concebido.

- Ejecución.

Para la ejecución del objetivo central, se desarrollan procesos frente al cliente, que en muchos casos requieren de trabajos que se realizan con antelación 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 ya los investigadores han elaborado ideas básicas de la investigación, desarrollado estudios conceptuales y más adelante estudios de viabilidad, identificado riesgos y respuestas que le permiten junto con el resto de las áreas de la institución elaborar una propuesta de investigación, la planificación del proyecto y finalmente la elaboración del contrato correspondiente. Durante todo estos procesos se mantiene abierta la comunicación con el cliente.

Para la ejecución de las investigaciones y servicios científico técnicos se requieren de procesos y procedimientos tales como Diseño, Identificación y trazabilidad, compras, evaluación de proveedores, verificación de instrumentos, que garanticen el mejor desenvolvimiento de las actividades que se desarrollan. Todas ellas generan evidencias objetivas importantes para demostrar la calidad del proceso realizado y el grado de implantación del sistema.

Las investigaciones y servicios científico técnicos del CIPIMM se desarrollan en sus 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 elaboración del Manual de calidad así como de los Manuales de procedimientos y operaciones contribuyen a consolidar la ejecución de la investigación. 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 sistema.

Todos los procesos que se plantean en la ISO de realización, medición y análisis del proceso y del producto están incluidos en el diseño del sistema del CIPIMM.

Cada uno de los procesos elaborados incluye la medición de la satisfacción del cliente, la Auditoría Interna, 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.

En su confección se comprueba el cumplimiento del ciclo Deming PHVA y se definen los indicadores y el método de evaluación.

Por ejemplo en el proceso compras, se define como indicador el tiempo transcurrido desde la entrega de la solicitud de compra hasta el momento de la comunicación de que el producto está en almacén y la evaluación es cualitativa B, R, M, según se cumpla el ciclo de días establecido para la compra.

La Figura 3 presenta el Sistema de gestión de la calidad del CIPIMM.

A Cada uno de estos procesos se elabora una carpeta con el mapa y flujo del proceso así como la documentación correspondiente que ha de cumplir con todo lo regulado y establecido para el resto del sistema en los procedimientos de control de la documentación. Se elabora la matriz de responsabilidades y se incorporan los procedimientos o cualquier otra información que contribuya a la implementación y esclarecimiento del proceso.

CONCLUSIONES:

- El diseño del sistema de gestión de la calidad del CIPIMM puede ser utilizado para diseñar sistemas de gestión de otros centro de investigación.
- Es imprescindible realizar la caracterización del estado de la organización para lograr un diseño del sistema coherente con las necesidades del centro.
- Es necesario trabajar con todo el personal de investigaciones para vencer las barreras que representan la introducción de la calidad en las investigaciones.
- Dado que en el diseño participan diversas áreas del centro se propicia que el personal se vincule cada vez más con las tareas de la calidad así como se favorece su posterior implantación.

RECOMENDACIONES

- Continuar los pasos de implantación del sistema, realizando las necesarias auditorías que identifiquen oportunidades de mejora del mismo.
- Perfeccionar los procesos y la documentación elaborada acorde con el sistema 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.



Figura 1. PROCESO DE DEFINICIÓN DE MISIÓN, VISIÓN, LINEAS ESTRATÉGICAS, POLÍTICA Y OBJETIVOS.

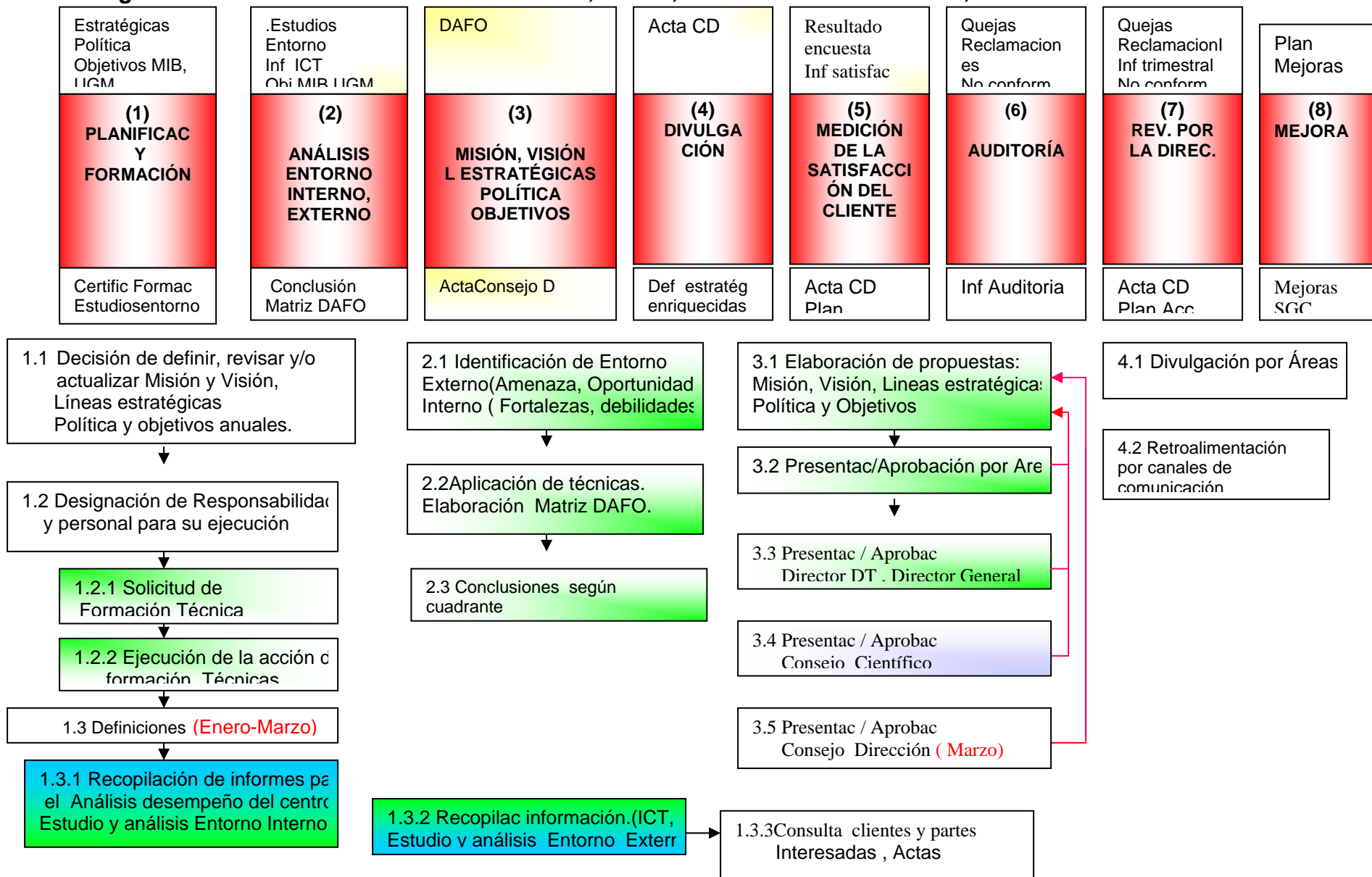




Figura 2. PROCESO DE GESTIÓN DE INFRAESTRUCTURA.

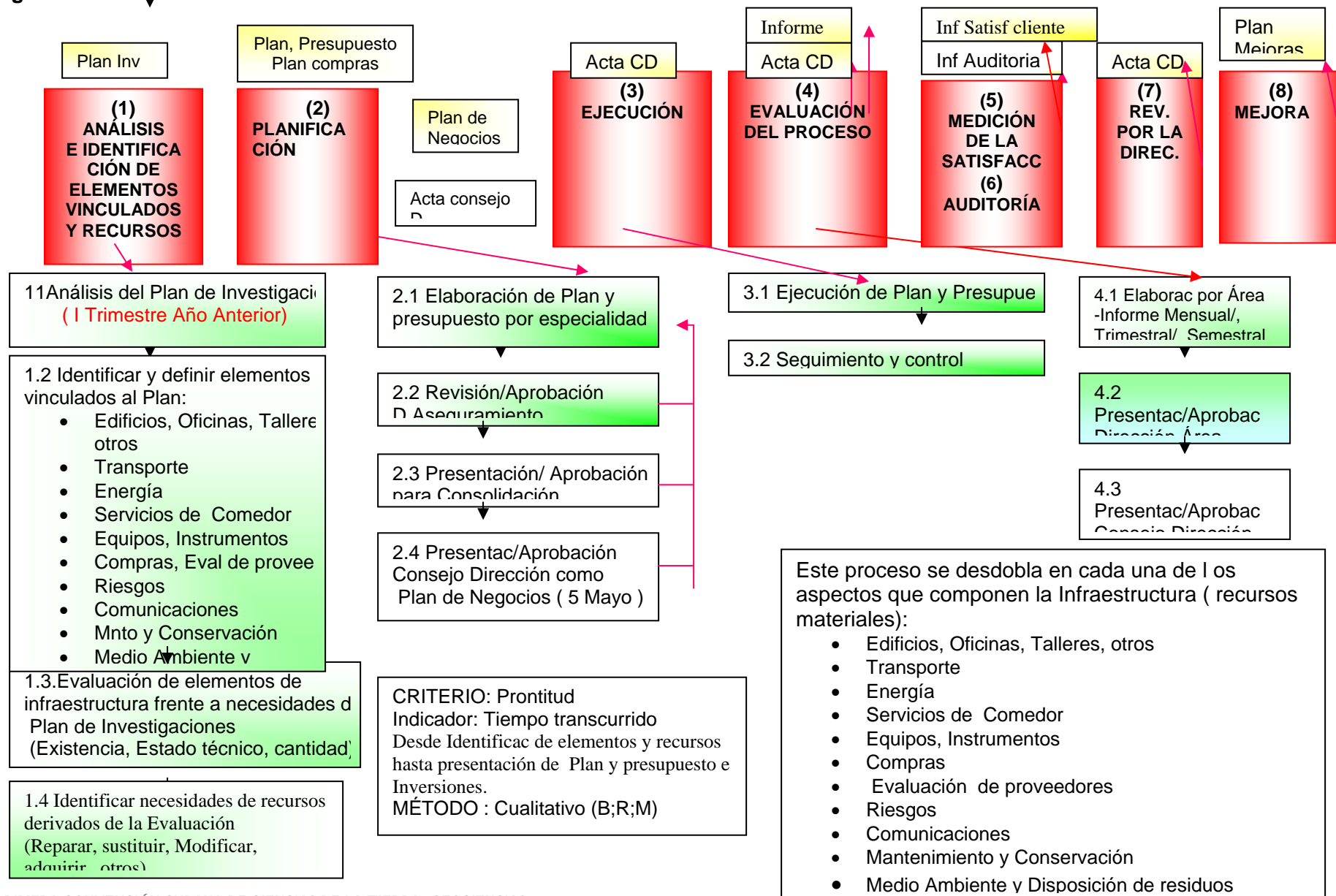
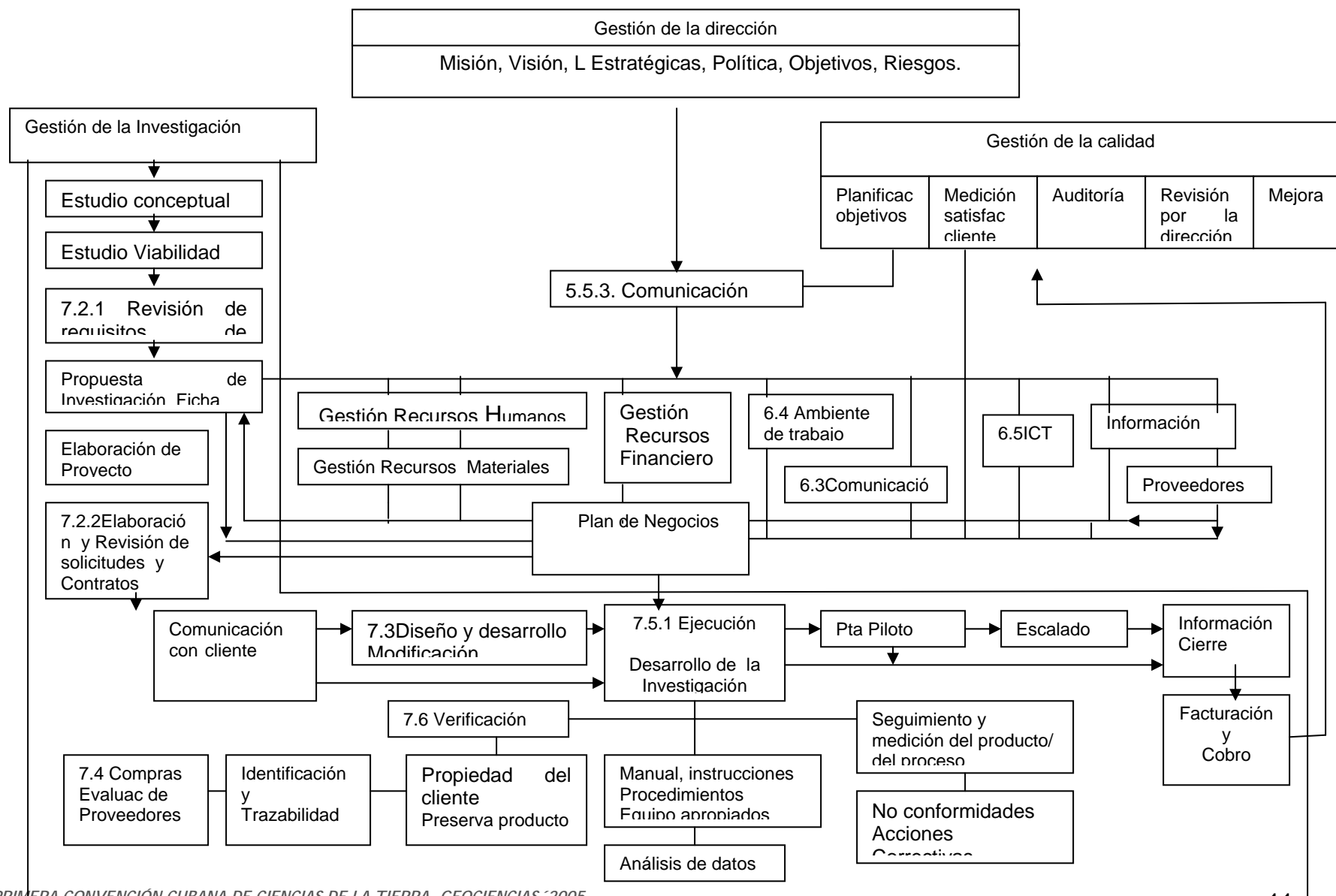


Figura 3. SISTEMA DE GESTIÓN DE LA CALIDAD CIPIMM





EVALUACIÓN DE CONTAMINANTES EN CLORURO DE SODIO GRADO ALIMENTARIO MEDIANTE USO DE TÉCNICAS DE ESPECTROSCOPIA ATÓMICA

Lianett Hechavarría Aguilera⁽¹⁾, Guillermo Cilano Campos⁽¹⁾, José E. Rodríguez Balseiro,⁽¹⁾
Mercedes Bozán Borges,⁽¹⁾ Luis Álvarez Toledo⁽¹⁾

(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica (CIPIMM)

La certificación del cloruro de sodio grado alimentario es un objetivo priorizado de las empresas productoras para su inserción en el mercado internacional. Para ello se hace imprescindible, el cumplimiento de las especificaciones establecidas en el Codex Alimentarius en cuanto a los contenidos de contaminantes y aditivos presentes en este producto; así como la acreditación de los procedimientos analíticos que permitan la determinación de los mismos.

A partir de estos requisitos, este trabajo presenta la evaluación de los contenidos de elementos contaminantes definidos para este producto – AS, Cd, Pb y Cu – mediante espectrometría de emisión atómica con plasma acoplado inductivamente y la comparación con otras técnicas en aquellos casos que ha sido posible como parte del proceso de asimilación de esta técnica con miras a su posterior acreditación. Así mismo muestra la incertidumbre estimada para la determinación de Hg mediante espectrometría de absorción atómica por vapor frío.



OPTIMIZACIÓN DE PROCEDIMIENTOS PARA LA DETERMINACIÓN DE AZUFRE Y CARBONO POR DIFERENTES VÍAS EN DORÉ, PLATA METÁLICA Y OTROS.

Luis Álvarez Toledo⁽¹⁾, Aida Álvarez Alonso⁽¹⁾, Guillermo Cilano Campos⁽¹⁾, Malvis Jarrosay Cándó⁽¹⁾, Gloria Magdariaga Salas⁽¹⁾, Elsa Mena Ruiz⁽¹⁾.

(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica. Carretera Varona #12028 Km 1 ½, Capdevila, Boyeros, Ciudad de La Habana, Cuba, e-mail: cipimm@jp.minbas.cu

RESUMEN

La determinación de Carbón y Azufre, que se reportan como impurezas en muchos materiales (doré, plata metálica y otros), requiere la utilización de métodos con una alta precisión y exactitud, también la medición de azufre y carbono en materiales orgánicos la mayoría de los cuales son no - homogéneos, hacen muy difícil este análisis usando métodos espectro gráficos u otras técnica analíticas tradicionales, es por esto que el método de combustión se presenta como la técnica analítica más idónea para la determinación de estos analitos, no sólo porque posee la precisión y exactitud requeridas, sino también por la repetibilidad de las mediciones que pueden alcanzar valores entre parte por millón y el 100% de estos analitos .

Se propone un procedimiento para la determinación de Carbono y Azufre en doré, plata metálica y otros componentes, mediante el procedimiento propuesto, se determinan los analitos anteriormente mencionados, por gravimetría, utilizando un horno de combustión, el catalizador óptimo y la temperatura adecuada para que se produzca la transformación del carbón liberado en CO₂, al pasarle al tubo de combustión una corriente de oxígeno.

ABSTRACT

The determination of Carbon and Sulfur, reported as impurities in many materials, (gold and silver alloy, metallic silver and others), require the use of methods of high precision and accuracy. Also sulfur and carbon measurement in organic materials, the majority of which are not homogeneous, make very difficult this analysis, using spectrographic methods or other traditional analytical techniques. This is why the combustion method is presented as the better analytical technique to determine these analytes, not only because it has the precision and accuracy required, but also because of the repeatability of the measurements, which can rich values between part per million and the 100% of these analytes.

A proceeding for determining the Carbon and Sulfur in gold and silver alloy, metallic silver and other components is proposed to determine the before mentioned analytes through gravimetry, using a combustion furnace, the optimum catalyst and the adequate temperature to produce the transformation of the liberated carbon in CO₂, when adding an oxygen flow to the combustion tube.

INTRODUCCIÓN

La determinación de C y S es de gran importancia para el desarrollo y utilización de metales y aleaciones, cuyas propiedades dependen en gran medida del contenido de estos elementos. Los aceros al Carbono tienen propiedades que lo hacen insustituibles en la industria. Por estas razones, el método de combustión se presenta como la técnica analítica más idónea para la determinación de estos analitos, no sólo porque posee la precisión y exactitud requeridas, para concentraciones que pueden alcanzar valores entre partes por millón y el 100% de estos analitos.

En nuestro Centro desde su fundación se venía utilizando esta técnica, la que tenía como factor desfavorable, el tiempo de respuesta analítica, pues en algunos casos el análisis de una muestra se demoraba un día o más, debido que hasta que no se lograra que el blanco diera cero o un valor muy pequeño (en el orden de la diezmilésima, no se acometía el análisis de ésta. Este método para la determinación de azufre y carbono, encarecía notablemente el costo de los análisis químico por esta vía, por lo que fue necesario desarrollar una técnica analítica, que sin afectar la calidad de las determinaciones, permitiera disminuir los costos de los análisis y el tiempo de respuesta analítica.

Para lograr estos objetivos y consultando la literatura apropiada, se desarrolló una técnica analítica que cubría nuestra expectativas y que pudiera ser introducida en otros laboratorios, los que al no poseer el poder adquisitivo necesarios para la compra de equipos más sofisticados que permitieran la determinación de estos analitos, tuvieran que realizar sus determinaciones por el método convencional.

MATERIALES Y REACTIVOS.

- Tubo de combustión de porcelana.
- Botes de combustión de porcelana.
- Oxígeno, con una pureza no menor del 99%
- Ascarita
- Perclorato de magnesio anhidro
- Mezcla crómica (para el horno)
- Catalizadores, hierro, cobre o estaño.
- Torres absorbedoras del CO₂, en forma de U
- Lana de vidrio
- Solución absorbidora de sulfato de potasio. Disuelva 5g de sulfato de potasio en 200 ml de agua destilada hervida y fría. Añada 100 ml de peróxido de hidrógeno y diluya a 2.5 litros con agua destilada.
- Solución patrón de tetraborato de sodio. Pese con una exactitud de ± 0.0001 g 2.383g de tetraborato de sodio (Na₂B₄O₇ · 10 H₂O) y disuélvalos en agua destilada hervida y fría, trasvase a un matraz aforado de 2 litros y diluya hasta la marca usando la misma agua.

1ml de esta solución patrón corresponde a 0.010% de azufre, cuando se pesa 1g de muestra

- Mezcla de indicadores. Disuelva 0.1g de azul de metileno y 0.3 g de rojo de metilo en agua destilada y diluya hasta 500 ml con esta misma agua.
- Solución valorada de Yodo 0.05N
- Almidón al 1%

EQUIPOS.

- Horno de combustión, modelo Griffin Electric Furnace, temperatura máxima 1600°C
- Medidor de flujo de gas
- Balanza analítica.

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

Selección del catalizador apropiado.

Para acelerar la fundición de la muestra, teníamos la posibilidad de utilizar tres catalizadores (hierro, cobre y estaño), para definir cual de los tres era el más apropiado, se analizaron tres muestras con cada uno de los catalizadores, en el caso del hierro y el estaño, se desecharon ambos, pues en la fundición contaminaron las torres absorbedoras, ya que sus óxidos, pasaron a éstas, sin embargo, los resultados obtenidos con el cobre fueron buenos, por lo que se decidió utilizar éste para desarrollar nuestro trabajo.

Desarrollo de los procedimientos propuestos.

Carbono.

Para la determinación del carbono, se utilizó una Norma para ensayos analíticos Internacional (1), la que se adaptó, tomando en consideración la procedencia de las muestras y nuestras condiciones de trabajo, para el desarrollo de ésta, se le entregaron a seis químicos del laboratorio, cuatro muestras independientes de una Muestra de Referencia Certificada (MRC) de NiO, con un valor certificado para el carbono de **0.22%**, esta muestra fue analizada por cuadruplicado. Los valores promedios de las cuatro determinaciones y el valor certificado, se muestran en la tabla 1.

Tabla I. Valores promedio para el carbón obtenidos por cada químico contra el valor certificado.

Químico	% C (promedio)	Valor certificado %
1	0.26	0.22
2	0.25	
3	0.26	
4	0.26	
5	0.27	
6	0.27	

De esta tabla se observa que los valores promedios de cada químico, no difieren significativamente del valor certificado, por lo que se infiere que el método propuesto, está libre de errores sistemáticos.

No obstante la conclusión anterior y al contar con la posibilidad de comparar nuestro método con el método utilizado, por el Centro de Investigaciones de Materiales Avanzados de México (CIMAV), que emplean un analizador elemental de CHONS de la firma Carlo Erba (Fig. 1)(Anexo1) para estas determinaciones. Este equipo consta de tres módulos: el horno de combustión; las columnas cromatográficas, donde los gases de combustión son separados para su determinación y los detectores de termo conductividad, que es el parámetro que se emplea para la determinación del % de cada componente del gas que sale del horno de combustión. El equipo es totalmente automático, pues cuenta con un automuestreador y un software que permite obtener los contenidos en % de cada elemento. Se enviaron para su análisis dos muestras típicas de doré (aleación de oro y plata) a este Centro, las muestras fueron clasificadas como A y B, sus valores fueron contrastados con los obtenidos en nuestro Laboratorio, los resultados de ambos laboratorios se muestran en la tabla 2.

Tabla II. Comparación entre los análisis realizados por el CIMAV y el CIPIMM

Muestra	CIMAV %C(promedio)	CIPIMM %C X prom.(6 Q.)
A	0.053	0.09
B	0.51	0.50

La diferencia entre los resultados obtenidos por el CIMAV y el CIPIMM, con relación a la muestra de doré tipo A, se debe a que el método que utilizan en el primer centro, requiere un peso de muestra muy pequeño y para estos contenidos el peso de muestra tiene una influencia decisiva en el resultado final de la determinación. Para obtener resultados adecuados para tan bajo contenido en el analizador elemental se requiere de otro arreglo que permita el empleo de un peso de muestra mayor, el que no poseía el CIMAV en el momento en que se enviaron las muestras.

Posteriormente se analizaron dos Muestras de Referencia Certificadas del National Bureau of Standard (NIST), por seis químicos en el CIPIMM y dos químicos en el CIMAV, los valores promedios de estos análisis se muestran en la tabla 3.

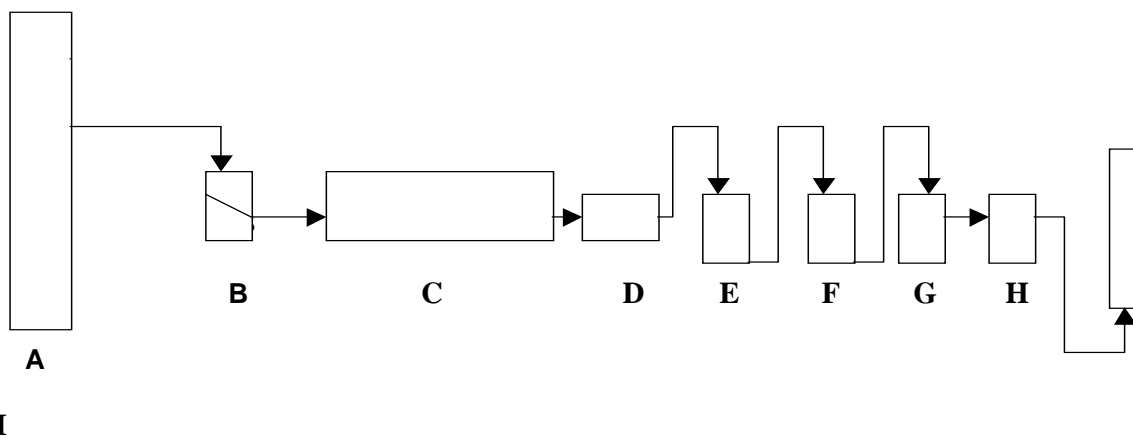
Tabla III. resultados de los análisis realizados a las MRC del NIST en el CIPIMM y el CIMAV.

Nombre MRC (NIST)	% C- Valor certificado	% C (CIPIMM)	% C (CIMAV)
Stainless Steel	0.046	0.044	-----
Open-Heart Steel	0.076	0.091	0.10

Para el caso de la MRC Stainless Steel, los valores reportados por el CIMAV no tenían la suficiente repetibilidad para ser contrastados, mientras que para la MRC Open-Heart Steel aunque se encontró un error sistemático por exceso en ambos Laboratorios (20% del valor real) éste no constituye una fuente significativa de error experimental.

Por último fueron analizadas dos muestras de plata metálica con un contenido de carbón de aproximadamente **0.1%**, los valores medios de los análisis realizados por 6 químicos, fueron de **0.095%**. Dada la similitud de los resultados se infiere, que el método es también adecuado para el análisis de muestras de plata metálica, obtenidas por diferentes vías metalúrgicas.

Esquema del equipo utilizado.



Donde:

- A: Botellón de oxígeno.
- B: Frasco con perclorato de magnesio y ascarita.
- C: Horno de combustión.
- D: Aditamento con lana de vidrio en su interior.
- E: Frasco con perclorato de magnesio anhidro.
- F: Frasco lavador de gases.
- G: Torre absorbedora del CO₂
- H: Torre absorbedora del CO₂
- I : Medidor de flujo

Breve descripción del método propuesto.

- Pesada de la muestra de acuerdo al contenido de carbón presente en ésta.
- Adición del catalizador.
- Introducción del bote con la muestra en el tubo de combustión a una temperatura de 1200°C.
- Quemar la muestra durante un minuto.
- Pasar una corriente de oxígeno de 0.5 L / min durante 15 ó 20 minutos.
- Absorción del CO₂ formado en las torres de absorción (pesadas en la balanza analítica)
- Pesadas de éstas y determinación del contenido de carbón por diferencia y cálculo del CO₂ formado, mediante la fórmula adecuada.

Azufre.

Para desarrollar el método propuesto, se probaron dos Normas Analíticas Internacionales (2) y (3).

Combustión de la muestra y absorción del SO_2 formado en solución absorbadora de sulfato de potasio, valoración de ésta con solución patrón de tetraborato de sodio, utilizando la mezcla de indicadores (azul de metileno y rojo de metilo), hasta cambio de color de la solución, cálculo del % de azufre mediante la fórmula correspondiente.

Combustión de la muestra y absorción del SO_2 formado en agua destilada la que contiene solución de almidón al 1%, valoración del ácido sulfuroso, con solución valorada de Yodo 0.05N, hasta cambio del indicador, cálculo del % de azufre mediante la fórmula correspondiente.

Para seleccionar el método más apropiado, se le entregó a un químico, tres muestras independientes, de una Muestra de Referencia Certificada de Aragonita "AK", con un contenido de azufre de 0.046%, éstas muestras debían de ser analizadas por triplicado.

De los dos métodos propuestos, se decidió utilizar el segundo, pues en el primer caso, el cambio del indicador no se vio con la suficiente nitidez, por lo que fue desechado.

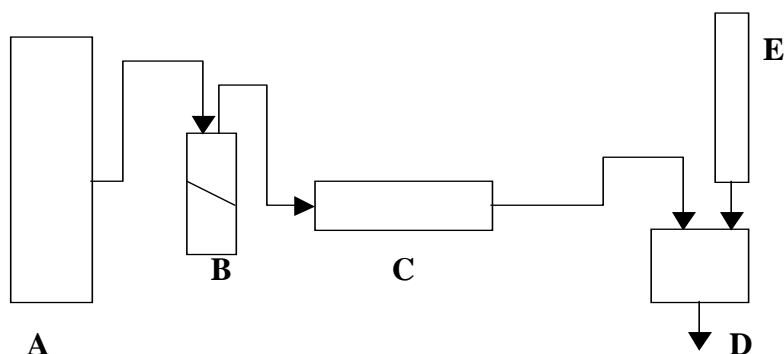
Para probar la presencia o ausencia de errores sistemáticos, se le entregaron a seis químicos cuatro muestras de doré del tipo A (con identificación diferentes, las que debían de analizar por triplicado y la MRC de Aragonita. En la tabla 4 aparece el valor promedio de las 3 determinaciones realizadas por cada químico, a la muestra de doré tipo A y el valor promedio de las 18 determinaciones realizadas a la MRC.

Tabla IV. Valores promedios para el azufre obtenidos por cada químico para la muestra tipo A y la MRC.

Muestra	Químico	% S
A	1	0.0013
A	2	0.0013
A	3	0.0012
A	4	0.0013
A	5	0.0013
A	6	0.0013
Muestra	Promedio (6 químicos)	Valor certificado
Aragonita	0.040	0.046

Los valores obtenidos para la muestra del tipo A y la MRC, indican que el método propuesto esta libre de errores sistemáticos, no obstante la muestra del tipo A, fue analizada en el CIMAV de México, los resultados que se recibieron de este Centro, no detectan la presencia de azufre en la muestra, debido al bajo peso de muestra que utilizan para el análisis.

Esquema del equipo utilizado.



Donde:

- A: Botellón de oxígeno.
- B: Frasco con perclorato de magnesio y ascarita.
- C: Horno de combustión
- D: Frasco colector del SO_2
- E: Bureta de 25 ó 50 ml.

Breve descripción del método propuesto.

- Pesada de la muestra.
- Adición del catalizador.
- Introducción del bote con la muestra en el tubo de combustión a una temperatura de 1200°C .
- Quemar la muestra durante dos minutos.
- Pasar una corriente de oxígeno de 0.5 L/min, mientras que se valora con la solución de Yodo, hasta cambio del indicador.
- Cálculo del % de azufre, utilizando la fórmula adecuada.

Estudio de interferencias.

El método propuesto para la determinación de ambos analitos es muy selectivo, las interferencias pueden provenir, por presencia de CO_2 y humedad en el oxígeno, ésta se elimina mediante la colocación de un frasco con ascarita y perclorato de magnesio anhidro entre el botellón de oxígeno y el horno de combustión, en el caso del carbón puede producirse dentro del tubo de combustión el arrastre por el oxígeno de alguna partícula metálica, que si llega a las torres de absorción del CO_2 , incrementa el peso de éstas, dando resultados erróneos, para evitar la misma se coloca entre la salida del horno de combustión y el primer frasco un aditamento que contiene lana de vidrio cuya función es retener cualquier partícula metálica que pueda salir del horno.

Evaluación estadística. (4)

Carbón.

Para estimar la precisión de este procedimiento se realizó una comparación de éste, con el método que se aplica en el CIMAV, los resultados de ésta se muestran en la tabla 5.

Tabla V. Comparación entre el método de análisis para la determinación de carbón utilizado en el CIMAV y en el CIPIMM.

	CIMAV			CIPIMM		
Muestra	X (m) %C	S	C.V %	X (m) %C	S	C.V %
A	0.053	0.0025	4.7	0.09	0.006	6.6
B	0.51	0.0110	2.1	0.50	0.006	1.2

Azufre.

Como se dijo anteriormente en el caso de este analito no se pudo hacer la comparación del procedimiento propuesto con el método que utiliza el CIMAV, pues en este Instituto, se un peso de muestra muy pequeño para realizar la determinación, por lo que la evaluación estadística se hizo utilizando la muestra de doré tipo A, los resultados de esta evaluación se muestran en la tabla 6.

Tabla VI. Evaluación estadística azufre.

Muestra	X (m)	S	C.V %
A	0.0013	0.00004	3.08

Impacto económico.

El impacto esta dado por la disminución del tiempo de análisis, el gasto de reactivos y el consumo eléctrico, pues la técnica que se utilizaba anteriormente, había primero que lograr la variación del blanco en la cuarta cifra, fuera constante y con un valor muy bajo (ejemplo: 0.0001) y esto demoraba más de una jornada laboral, mientras que con la técnica propuesta la determinación se realiza en sólo 25 ó 30 minutos.

CONCLUSIONES.

1. Se elaboraron dos procedimientos para el análisis de azufre y carbono en doré, plata metálica y otros materiales afines.

BIBLIOGRAFÍA.

- Steel and cast iron. 1982. Determination of total carbon content. Combustion gravimetric method. ISO 437.
- Steel and cast iron. 1982. Determination of sulphur content. Combustion titrimetric method. ISO 671.
- Nickel, ferronickel and nickel alloys. 1985. Determination of sulfur content – Iodimetric method after induction furnace combustion. ISO 7527.
- Dixon, Masey J. 1965. “Introducción al análisis estadístico”. 2^{da} Edición. Ediciones Revolución. C. Habana, Cuba, , pp 136 – 145.



Sitios consultados en INTERNET.

(1) Elemental Analysis by combustion

<http://www.kranalytical.co.uk/elemental.html>

(2) Combustion Analysis

<http://www.chem.yale.edu/~chem125/125/history99/4RadicalsTypes/Analysis/Liebiganal.html>



APLICACIÓN DE METODOS MODERNOS DE ANÁLISIS PARA LA CERTIFICACIÓN DE PRODUCTOS FARMACÉUTICOS DERIVADOS DE PRODUCCIONES DE LA UGM.

José E. Rodríguez Balseiro,⁽¹⁾ DAida Álvarez⁽¹⁾, Lianett Hechavarria Aguilera⁽¹⁾ y otros.

(1)Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica (CIPIMM)

Se elaboraron los procedimientos de análisis de acuerdo a la farmacopea norteamericana XXV del 2002 para el análisis de 3 materias primas de potencial obtención en UGM: carbón activado purificado, sal grado farmacéutico y pura para análisis y el hidróxido de magnesio.

Se realizaron estudios sobre la aplicación del ICP-AES al análisis de estos productos a fin de aumentar la productividad de las determinaciones y la información requerida en el proceso de investigación/producción. Como resultado de estos estudios se elaboró la norma del sistema interno de calidad de la DCM para la determinación de metales por ICP en carbones activados; se realizaron ampliaciones a la norma existente de determinación de metales en sal para cubrir los requerimientos de la farmacopea y se crearon las bases para la elaboración de un procedimiento por ICP-AES para la determinación de metales en hidróxido de magnesio que será incorporada también al sistema de calidad de la DCM.

Los resultados obtenidos constituyen un nuevo aporte al conocimiento de esta técnica y brinda soluciones concretas a las necesidades de nuestra industria farmacéutica.



DESARROLLO Y VALIDACIÓN DE LOS MÉTODOS DE ANÁLISIS DE ACEROS.

Aída Álvarez ^(1y2), **Myriam V. Moreno** ⁽²⁾, **Q. Silvia V. Miranda** ⁽²⁾, **Alma D. Rubio** ⁽²⁾, **Jesús González** ⁽²⁾.

(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica (CIPIMM), Varona 12028, Boyeros, Ciudad de La Habana, Cuba. Telf: 53 7 57 8370, Fax: 35 7 8082, e-mail: aida@cipimm.minbas.mx.

(2) Centro de Investigación en Materiales Avanzados (CIMAV), Miguel de Cervantes No. 120, Complejo Industrial Chihuahua, CP 31109 Chihuahua, Chihuahua, México. Telf: 52 614 439 4821, Fax: 52 614 439 1112.

RESUMEN

Se elaboró un procedimiento por ICP-AES para el análisis de aceros que abarca desde el análisis del acero al carbono hasta el acero inoxidable. Los elementos determinados fueron: Al, Ce, Co, Cr, Cu, Mn, Mo, Ni, P, Pb, S, Ti, V y Zn. En ambos casos se determinó también el C por el analizador elemental de CHNS-O.

Para la digestión de las muestras se empleó la disolución en horno de microondas con HCl, HNO₃, HF y H₃BO₃.

Se realizó una cuidadosa selección de las líneas analíticas, que demostró la presencia de una interferencia de línea del P, por la proximidad de una línea de Fe.

Los efectos de matriz (Fe + ácidos de disolución) fueron estudiados comparando las señales de soluciones sintéticas preparadas con los analitos con y sin matriz, lo que permitió tomar las medidas pertinentes para su eliminación. Se evaluaron además los gráficos de calibración, los límites de detección, la incertidumbre y el sesgo, encontrándose la presencia de sesgo significativo en la determinación de Mn en aceros al carbono, Co y V en el acero inoxidable, que no pudieron ser eliminadas, por lo que se obtuvo el valor para su corrección en cada caso.

Similares estudios se realizaron en la determinación de C; encontrándose una fuerte dependencia de la precisión del procedimiento con el peso de muestra.

ABSTRACT

A procedure by ICP-AES for the analysis of steels was developed that covers since the analysis of carbon steel to the analysis of stainless steel. The analyzed elements were: Al, Ce, Co, Cr, Cu, Mn, Mo, Ni, P, Pb, S, Ti, V and Zn. In both cases the C was determined by CHNS-O elemental analyzer. The microwave oven was employed for the dissolution of the samples with HCl, HNO₃, HF and H₃BO₃.

A careful selection of the analytic lines was carried out, it showed the presence of an interference of in the selected P line, by the proximity of a Fe line.

The matrix effects (Fe + dissolution acids) were studied comparing the signals of synthetic solutions prepared with the analytical elements with and without matrix, permitting to take the pertinent actions for its elimination. The calibration graph, detection limits, uncertainty and bias were evaluated, being found the presence of significant bias in the analysis of Mn in carbon steels, and in Co and V in the stainless steel, that could not be eliminated, for which the value for its correction in each case was obtained.

Similar studies were carried out in the analysis of C; it was found a strong dependence of the procedure precision with the weight of sample.



INTRODUCCIÓN

La industria moderna requiere cada vez más del desarrollo de nuevos aceros o de un mayor conocimiento de las propiedades de los existentes, o bien de las modificaciones que sufren estas propiedades debido a los procesos a los que se someten los mismos. La composición química de los aceros determina en gran medida las propiedades de estos, por ello es necesario contar con procedimientos adecuados para su análisis.

Por otra parte la composición química de los aceros puede ser muy variada y los elementos pueden presentarse como elementos mayoritarios, o bien a nivel de trazas. La Tabla I muestra la concentración típica de dos tipos de acero comunes, los que hemos considerado casos extremos por la notable diferencia en el contenido de los elementos existentes en ellos, ya que mientras en el acero al carbono todos los elementos se encuentran en muy bajos contenidos, algunos en nivel de trazas, en el acero inoxidable una parte importante de ellos se encuentran en contenidos altos y medios:

Tabla I.- Composición típica de dos muestras diferentes de aceros expresada en %.

Elemento	Acero Inoxidable	Acero al Carbono
Al	-	0.061
C	0.044	0.074
Co	0.101	-
Cr	18.45	0.018
Cu	0.172	0.013
Mn	1.64	0.37
Mo	2.38	0.009
Ni	12.26	0.017
P	0.020	0.005
Pb	0.001	-
S	0.016	0.019
Si	0.51	0.008
V	0.047	<0.001

Una detallada búsqueda bibliográfica en las normas ASTM acerca de las técnicas más empleadas para el análisis de aceros y las recomendaciones para su uso nos permitió conocer que la mayoría de los procedimientos normalizados existentes emplean métodos clásicos de análisis, tales como la volumetría, gravimetría, colorimetría etc, y en menor medida la Espectroscopia de Absorción Atómica (EAA) y la Espectroscopia de Emisión Óptica con Plasma de Argón de Corriente Directa, Espectrometría de Emisión Óptica al Vacío, estas últimas aplicadas a muestras sólidas directamente. También se ha reportado el uso de la Fluorescencia de rayos X, pero fundamentalmente para control de producción.

Una situación similar se observa en las Normas ISO, donde en algunas de las publicadas más recientemente (2004) ya aparece el uso del ICP-AES, pero para elementos separados y no como análisis multielemental que es la principal ventaja de esta técnica.

De los elementos reflejados en la Tabla I, solo el C no puede ser analizado por Espectroscopia de Emisión Atómica con Plasma Inductivamente Acoplado, técnica que



por tratarse de un análisis multielemental, parece muy adecuada para este tipo de análisis.

Por tanto, uno de los objetivos de este trabajo será desarrollar los procedimientos por ICP-AES para el análisis de todo tipo de acero. Además de los elementos señalados en la Tabla I, resultan de interés los elementos Ce, Ti y Zn para los estudios relacionados con el desarrollo de nuevos tipos de aceros, los que serán incluidos en los estudios que se realizarán y cuyos contenidos están alrededor de 0.08% para Ce y de 0.02% para Ti y Zn, de acuerdo a experiencias anteriores en el análisis de estos materiales.

Por su parte el Carbono puede ser determinado fácilmente por el Analizador Elemental CHNS-O, pero es necesario esclarecer también en este caso los alcances reales del método. Lo que constituye el segundo objetivo del trabajo.

DESARROLLO DEL PROCEDIMIENTO POR ICP-AES.

Como se señaló anteriormente la Espectroscopia de Emisión atómica con Plasma Inductivamente Acoplado (ICP-AES) resulta una técnica de interés para este tipo de análisis ya que es una técnica de análisis multielemental, tiene linealidad sobre varios rangos de magnitud y se encuentra relativamente libre de efectos de matriz.

Sin embargo, la aplicación del ICP-AES en el análisis de aceros no es un trabajo de rutina, para ello se requiere de estudios minuciosos acerca del comportamiento de los diferentes elementos a analizar en la matriz de Fe, que es el componente fundamental de los aceros, aunque como se aprecia en la Tabla I, debe tenerse en cuenta también la influencia de otros elementos acompañantes (efectos interelementos), pues estos se encuentran en altos contenidos en el acero inoxidable, tal es el caso del Cr y el Ni y en menor medida, pero aun importante el Mn y el Mo. Estos se deben tomar en cuenta para una buena selección de las líneas analíticas a fin de evitar la presencia de interferencias espectrales.

Por otra parte la variedad de elementos y concentraciones a determinar hace necesario definir los rangos realmente válidos para la determinación y elaborar una estrategia para garantizar niveles de exactitud y precisión adecuados. Por ello se escogieron para el estudio los aceros mostrados en la Tabla I, ya que los resultados obtenidos para su análisis pueden ser aplicados a cualquier otro tipo de acero. Por otra parte, se establece una metodología para el desarrollo de dichos procedimientos, de manera que su ampliación pueda realizarse con facilidad.

Equipos y condiciones instrumentales.

Para el desarrollo del trabajo se empleó el Espectrómetro de Emisión de Plasma Inductivamente Acoplado (ICP-AES) de la firma Thermo Jarrell Ash modelo IRIS AP/DUO, con las siguientes condiciones instrumentales:

Potencia de la radiofrecuencia: 1150 Watts
Enfoque: axial
Flujo de gas del plasma: 16 l/min
Flujo de gas auxiliar: 1 l/min.
Flujo de gas de nebulización: 0.7 l/min

Presión del nebulizador: 30 psi (206.84 kPa)
Nebulizador: Flujo cruzado
Velocidad de bombeo: 130 r.p.m
Flujo de muestra: 2.4 ml/min.
Cámara de nebulización: Tipo Scott



Estas condiciones fueron seleccionadas para la obtención de una relación señal/ruído óptima para el mayor número de elementos. En el caso del P y el S, como se verá más adelante fue necesario variar la presión de nebulización, con el objeto de mejorar los límites de detección y en ese caso la presión de nebulización fue de 25 psi (172.4 kPa).

Para el tratamiento de las muestras se empleó el horno de microondas de la firma CEM con las condiciones recomendadas por el fabricante, esto es:

	Disolución con HCl, HNO₃, HF	Adición de H₃BO₃
% Potencia	50	50
Presión (psi)	80	50
Tiempo (min)	45	5

Tratamiento de las muestras.

Se pesa 0.5 g de muestra colocándolos en un vial de microondas y se adiciona 9 ml de HCl, 3 ml de HNO₃ y 5 ml de HF, posteriormente se sigue el método de digestión indicado en el manual del microondas. Se enfrían las muestras y se despresurizan, se adiciona 30 ml de solución saturada de H₃BO₃ y se procesan de nuevo en el microondas con el método correspondiente. Enfriar, despresurizar y filtrar con papel filtro whatman No. 2, recibir el filtrado en volumétrico de polipropileno de 100 ml y llevar a volumen con agua tridestilada.

Selección de las líneas para el análisis.

Para la selección de las líneas se tomaron en cuenta los contenidos de los elementos en los diferentes tipos de muestras a fin de emplear aquellas con la sensibilidad adecuada en cada caso. Teniendo en cuenta los contenidos de la Tabla I, se vio que algunos elementos como el Cr, Ni, Mn y Mo no podían ser determinados en forma directa en el acero inoxidable, por sus altas concentraciones, se propone para estos elementos emplear una dilución 5/100 de la muestra original y de acuerdo a esto se seleccionaron las líneas de forma que no presentaran interferencias espectrales. Esta selección se realizó con ayuda de la librería de líneas que posee el software del equipo y quedaron seleccionadas las líneas que se muestran en la Tabla II.

A pesar de esta selección, se realizó además un cuidadoso estudio línea a línea de las posibles interferencias de la matriz o de los elementos restantes, teniendo en cuenta la resolución del equipo. De acuerdo con esto se prepararon soluciones que solo contenían los posibles interferentes en las concentraciones correspondientes a la alícuota seleccionada para la determinación del elemento que podía ser interferido y se leyeron en cada caso las líneas de todos los elementos a determinar. Se escogieron solamente aquellos elementos que tenían una posibilidad potencial de ser interferentes por la intensidad relativa de las líneas y por su concentración en las muestras. Todas las soluciones tenían además los ácidos de disolución.

Los resultados demostraron que no había señales apreciables en ninguno de los casos estudiados. Por lo que se puede afirmar que las líneas seleccionadas están totalmente libres de interferencias espectrales.

La única excepción fue el P, en el que se encontró una interferencia por la proximidad de una línea de Fe resuelta, pero por el alto contenido de Fe en la muestra, se presenta una cola que incrementa la señal y que debe ser restada de la señal de P antes de calcular su contenido.

Tabla II.- Líneas analíticas seleccionadas.

Elemento	Longitud de onda de las líneas seleccionada (nm)
Al	309.271 (84)
Ce	439.166 (59)
Co	228.616 (65)
Cr	206.149 (126)
Cu	327.396 (79)
Mn	257.610 (100)
Mo	281.615 (92)
Ni	231.604 (112)
Ni*	341.476 (76)
P	214.914 (121)
Pb	220.353 (118)
S	180.731 (143)
Si	251.612 (103)
Ti	334.941 (77)
V	309.311 (84)
Zn	213.856 (121)

* Para las concentraciones más altas.

Estudio de los efectos de matriz.

Una vez definido el tratamiento de las muestras y seleccionadas las líneas analíticas, estamos en la posibilidad de proceder a estudiar las diferentes fuentes que pueden ocasionar efectos de matriz, que son fundamentalmente la presencia del componente fundamental de la muestra, que en este caso es el Fe y la influencia de los ácidos de la disolución.

La influencia de los ácidos en las determinaciones ha sido muy estudiado. Recientemente Mandiwana reportó la influencia de varios ácidos minerales en la determinación de muchos de los componentes bajo estudio por ICP-AES, observando influencias significativas en casi todos los casos, por lo que para evitar errores debido a ellos, las soluciones de calibración serán preparadas conteniendo la misma concentración de ácidos que las muestras.

Además de la influencia de los ácidos hay que tener en cuenta la influencia de los componentes fundamentales de la muestra, en este caso el Fe, el que deberá ser estudiado en dos concentraciones diferentes, para los elementos que se determinan desde la muestra directa y para aquellos en los que es necesario tomar una dilución.



Para las pruebas se prepararon entonces 6 soluciones para que comprendieran todas las posibles contribuciones de la matriz a la señal de los analitos y con las concentraciones aproximadas de cada elemento en la dilución correspondiente. Para la simulación de la matriz se empleó Fe granular con 99.999% de pureza de la firma SIGMA-ALDRICH. Todas las soluciones contenían los ácidos de la disolución de las muestras. Todas las lecturas se realizaron en conteos con corrección de fondo.

El efecto de matriz se calculó por la expresión (1) :

$$EM(elemento) = \frac{I_{MATRIZ+ANALITO} - I_{MATRIZ}}{I_{ANALITO} - I_{BLANCOANALITOS}}, \quad (1)$$

En la que:

$I_{MATRIZ+ANALITOS}$.- Intensidad de la línea de cada elemento en una muestra sintética preparada con los contenidos medios esperados en las muestras + la matriz (según corresponda en cada caso).

I_{MATRIZ} .- Intensidad de la línea de cada elemento en una solución que contiene igual cantidad de hierro que la que tiene cada elemento en la alícuota en que se va a leer, sin los analitos.

$I_{ANALITOS}$.- Intensidad de las líneas de los elementos en los contenidos medios esperados en las muestras sin la matriz.

$I_{BLANCO ANALITOS}$.- Intensidad de las líneas en la muestra en blanco (sin matriz y sin analitos).

Los resultados obtenidos se pueden resumir de la siguiente forma:

- Se observaron efectos de la matriz significativos del Fe + los ácidos de disolución para todos los elementos, que se leen en la muestra directa, con excepción del Cu y el Ti.
- En todos los casos se observa una depresión de la señal, con excepción del Pb que muestra un efecto anómalo, pero las señales son muy pequeñas, por lo que tal comportamiento debe estar relacionado con el hecho de que se trabajaron concentraciones próximas al límite de detección, y no puede hablarse de verdaderas señales efectivas.
- Tampoco en los casos del P y el S, en los que se observa un efecto depresivo, puede hablarse de señales medibles.
- Como en la muestra directa se observaron efectos significativos de la matriz sobre las señales analíticas en prácticamente todos los elementos, se pasó a la siguiente etapa sin pruebas adicionales, a pesar de que nos se hayan observado señales efectivas para P, Pb y S, pues de cualquier manera habrá que eliminar los efectos de matriz para el resto.
- No se realizaron estas pruebas para el Ce, porque su determinación se incorporó con posterioridad, pero como este se debe determinar en forma directa se mantiene la adición de Fe, para no disminuir la productividad del procedimiento.
- No se observaron efectos de matriz significativos en ningún caso para la muestra diluida.



Los efectos de matriz observados se deben a que el alto contenido de Fe en las muestras debe conducir a cambios en el plasma que afectan de diferente forma a las líneas analíticas seleccionadas. Este problema puede ser abordado de varias 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 (ver trabajos de Boumans y Alvarez). La intensidad de las líneas duras aumenta continuamente con la potencia de la radiofrecuencia, mientras que para las líneas blandas existe una altura de observación en la que la intensidad de las líneas es prácticamente independiente de la potencia de la radiofrecuencia. Si tenemos en cuenta que son líneas blandas las líneas atómicas cuyo potencial de primera ionización es menor que 8 eV, entonces lo que se requiere es encontrar líneas de los elementos que deseamos analizar que cumplan esta condición y luego encontrar el punto C. Pero, en este caso de estudio, esto no tiene sentido, porque hemos escogido un modo de medición con enfoque axial, con el fin de aumentar la sensibilidad de las mediciones, ya que muchos elementos se encuentran en muy bajos contenidos. Pero esta podría ser una solución para otro tipo de enfoque.
- 2) La otra forma de enfrentar el problema sería encontrar las denominadas condiciones robustas [24], que como tal se consideran aquellas condiciones 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 Fe en las muestra para poder alcanzar límites de detección adecuados, por lo que esta solución tampoco puede ser aplicada.
- 3) La variante de la estandarización interna ha sido reportada también, incluso para el análisis de aceros, como se presenta en el trabajo de Merson, pero aun este caso en el que solo se determinan los elementos en más altos contenidos (Cr, Mn, Mo y Ni), no fue suficiente la estandarización para alcanzar los resultados deseados. En nuestro caso el problema es más complejo aun, porque se trata de desarrollar un procedimiento aplicable a toda una gama de aceros diferentes y para la determinación de elementos que van desde elementos minoritarios a mayoritarios.
- 4) Finalmente queda la posibilidad de preparar los estándares con igual cantidad del elemento mayoritario y los ácidos de disolución que las muestras, lo que parece ser lo más conveniente en este caso.

De todo lo anterior se recomienda:

1. Emplear una curva directa para todos los elementos en los aceros al carbono y para Al, Ce, Co, P, Pb, S, Si, Ti, V y Zn en aceros inoxidable, esta curva contendrá 0.4 g de Fe por cada 100 ml de solución, más los ácidos de la disolución de la muestra.



2. Emplear una curva correspondiente a la dilución 5/100 para Cr, Cu, Mn, Mo y Ni en aceros inoxidables, esta curva contendrá solamente los ácidos de la disolución de la muestra.

Antes de dejar definida la forma de preparación de las soluciones de calibración fueron comparados los gráficos de calibración de los elementos que se leen en la dilución para dejar definido si efectivamente, y a lo largo de toda la calibración, no se observaban efectos de matriz. Para ello se obtuvieron los gráficos con y sin Fe y se compararon las pendientes, como recomienda Thompson en su reporte para IUPAC sobre validación en un solo Laboratorio, lo que debe hacerse especialmente cuando se quieren obtener procedimientos de alta precisión y exactitud. Las pruebas realizadas demostraron que había variaciones apreciables en la pendiente y el intercepto en casi todos los casos, por lo que las soluciones de calibración para los elementos que se determinan en la dilución fueron reelaboradas con adiciones de Fe similares a las existentes en la alícuota 5/100. Todos los datos que aparecen de aquí en adelante corresponden a estas condiciones.

Construcción de los gráficos de calibración.

Teniendo en cuenta los resultados obtenidos hasta aquí se propone utilizar las soluciones de calibración que se muestran en las Tablas III y IV.

Tabla III.- Curva de calibración para aceros al carbono y para Al, Ce, Co, P, Pb, S, Si, Ti, V y Zn en aceros inoxidable. Concentraciones en µg/ml.

ELEMENTOS	I	II	III	IV	Bk
Mn	30.0	15.0	7.5	3.0	-
Al, Ce, Co, Cu	10.0	5.0	2.5	1.0	-
Cu, Mo, P	2.0	1.0	0.5	0.2	
Cr, Ni, P, Pb, S, Ti, V, Zn	5.0	2.5	1.25	0.5	-
Si	50.0	25.0	12.5	5.0	

Nota 1.- Todos las soluciones de calibración de la Tabla III, incluido el blanco, llevan 10 ml de una solución de 4,0 g/100 ml de Fe de alta pureza + ácidos de disolución.

Tabla IV.- Curva de calibración para aceros inoxidables para los elementos que llevan dilución. Concentraciones en µg/ml.

ELEMENTOS	I	II	III	IV	Bk
Cr, Ni	60.0	30.0	15.0	6.0	-
Mn, Mo	10.0	5.0	2.5	1.0	-
Cu	1.0	0.5	0.25	0.1	

Nota 2.- Todos las soluciones de calibración de la Tabla IV, incluido el blanco, llevan 5 ml de una solución de 0,4 g/100 ml de Fe de alta pureza + ácidos de disolución.

En todos los casos los coeficientes de correlación fueron muy altos lo que demuestra la calidad de los ajustes realizados. El P y el S pueden ser determinados si se emplean para ello una presión de nebulización menor que la empleada para el resto de los elementos, y cuyo valor óptimo resultó ser 25 psi. Con estas condiciones se consiguen ajustes mejores y límites de detección apropiados. Los resultados obtenidos mostraron

coeficientes de correlación entre 0.999 y 1.000 en todos los casos y buena concordancia entre los valores de los estándares y los determinados por las curvas.

Validación del procedimiento.

Para la evaluación del procedimiento se empleó el método de validación in-house propuesto por IUPAC-ISO-AOAC ya que no existía la posibilidad de realizar estudios interlaboratorios en estos momentos. Se tuvieron en cuenta además las orientaciones para el cálculo de la incertidumbre de la Guía NIST y la Guía EURACHEM, documentos de gran relevancia por la labor esclarecedora que han aportado para los procesos de validación de métodos. Los aspectos evaluados fueron: Límites de detección, Incertidumbre y Sesgo. La linealidad de los gráficos de calibración ya había sido evaluada con anterioridad.

Cálculo de los límites de detección.

Los límites de detección se calcularon, de acuerdo a la definición aprobada por IUPAC, como tres veces la desviación típica del blanco ($3\sigma_{Bk}$). Para ello se realizaron 15 réplicas de la muestra en blanco. Los resultados se muestran en la Tabla V.

Tabla V.- Valores obtenidos de los límites de detección.

Elemento	Curva con matriz concentrada		Curva con matriz diluida	
	$\mu\text{g/ml}$	%	$\mu\text{g/ml}$	%
Al	0.372	0.0074	-	-
Ce	0.183	0.0037	-	-
Co	0.0081	1.62×10^{-4}	-	-
Cr	0.330	0.0066	0.011	0.0044
Cu	0.018	3.69×10^{-4}	0.010	0.0041
Mn	0.0020	4.00×10^{-5}	0.0017	6.67×10^{-4}
Mo	0.025	4.92×10^{-4}	0.024	0.0097
Ni	0.015	3.00×10^{-4}	0.288	0.116
P	0.330	0.0066	-	-
Pb	0.035	7.01×10^{-4}		
S	0.355	0.0071	-	-
Si	0.790	0.016	-	-
Ti	0.0022	4.42×10^{-5}	-	-
V	0.0052	1.03×10^{-4}	-	-
Zn	0.0075	1.51×10^{-4}	-	-

Si comparamos los resultados de la Tabla V con la Tabla I vemos que todos los límites de detección obtenidos resultan satisfactorios para las concentraciones que se requiere determinar para cada elemento, con la excepción del P y el Si en el acero al carbono y para el Pb en el acero inoxidable.

El Pb solo está certificado en el acero inoxidable, pero su valor es muy pequeño para ser detectado, en este caso se recomienda mantener su determinación para otras muestras en las que el contenido sea mayor y cambiar la calibración al rango de 0.5 a 5 $\mu\text{g/ml}$ como para Cr, Ni, P, S, Ti, V y Zn, con lo que podrán ser determinados sin dificultades



contenidos superiores a 0.01 %. El Si por su parte no podrá ser determinado en el acero al carbono pero si en el inoxidable, y se recomienda cambiar la calibración al rango de 5 a 50 µg/ml, con lo que se pueden analizar contenidos superiores a 0.1 % lo que satisface las exigencias de los aceros inoxidables y de otros materiales relacionados.

Evaluación de la precisión (incertidumbre).

Para evaluar la precisión se realizaron 11 réplicas de cada una de las muestras de referencia estudiadas (acero al carbono y acero inoxidable), los análisis fueron realizados por un químico en paralelo y se leyeron con la misma calibración el mismo día, de manera que ellos solo caracterizan la repetibilidad del procedimiento, esto será mejorado con la introducción del procedimiento en la rutina del laboratorio, lo que permitirá realizar una evaluación de la reproducibilidad a partir de los duplicados de las muestras de control de calidad. Se calcularon la desviación estándar combinada del procedimiento en su conjunto (S) y el coeficiente de variación (CV). La Tabla VI muestra los resultados obtenidos para cada tipo de muestra, y puede apreciarse que 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. El alto valor del coeficiente de variación encontrado para el P en el acero al carbono se debe a que el contenido del mismo es inferior al límite de detección.

Tabla VI.- Evaluación de la desviación estándar y el coeficiente de variación.

Elemento	Acero al carbono			Acero inoxidable		
	Media %	S %	CV %	Media %	S %	CV %
Al	0.063	0.0044	7.06	ND	-	-
Ce	-	-	-	0.086	0.0016	1.89
Co	0.0063	3.60×10^{-4}	5.76	0.133	0.0025	1.94
Cr	0.019	0.0051	13.50	18.57	0.16	0.86
Cu	0.015	0.0015	10.28	0.175	0.0051	2.90
Mn	0.419	0.0075	1.80	1.67	0.025	1.49
Mo	0.0094	0.0016	17.28	2.42	0.029	1.18
Ni	0.015	8.56×10^{-4}	5.71	12.22	0.20	1.62
P	0.0048	0.00332	69.64	0.020	0.0041	20.38
Pb	0.0030	4.92×10^{-4}	16.16	ND	-	-
S	0.018	0.0027	14.95	0.019	0.0038	19.83
Si	N.D.	-	-	0.491	0.0099	2.01
Ti	0.0014	5.07×10^{-4}	36.50	0.0024	0.0002	9.05
V	ND	-	-	0.051	0.0009	1.70
Zn	0.0051	5.69×10^{-4}	11.11	0.070	0.0015	2.12

La incertidumbre combinada **U_c** de las determinaciones coincide con los valores de la desviación estándar combinada (S) que aparecen en la Tabla VI (ver Quantifying Uncertainty). Con ellos puede calcularse la incertidumbre expandida **U**, multiplicando por el factor de cobertura adecuado, lo que se expresa por la siguiente fórmula:

$$U = K * S = (t/\sqrt{N}) * S \quad (2)$$

Donde: **U** es la incertidumbre expandida.



K es el factor de cobertura.

t valor de la distribución de Student para n-1 grados de libertad y $\alpha = 0.05$.

N es el número de determinaciones empleadas para el cálculo de la desviación estándar combinada.

Para un número grande de determinaciones el factor K toma el valor 2, pero en este caso que se han empleado solo 11 determinaciones es preferible su cálculo por la expresión 2.

Evaluación del sesgo.

Para la evaluación del sesgo existen varias vías:

- a) El empleo de estándares de referencia certificados.
- b) La comparación con otros procedimientos reconocidos.
- c) Las pruebas de recobrado.

El mejor método es emplear estándares de referencia certificados, aunque no siempre se dispone de las muestras certificadas adecuadas. En cualquier caso lo importante es demostrar si existe sesgo significativo desde el punto de vista estadístico. En este caso para evaluar el sesgo se aplicó el procedimiento a dos muestras de aceros certificadas del National Institute of Standards & Technology (NIST): Standard Reference Material 15h, Basic Open-Hearth Steel, 0.1 % C y Standard Reference Material 160b, Stainless Steel. Para esta prueba se siguieron las orientaciones recogidas en la Guía EURACHEM/CITAC, correspondiente a la comparación de resultados con muestras certificadas. Las Tablas VII y VIII muestran los resultados obtenidos, en las que se han expresado los contenidos medios encontrados y sus incertidumbres expandidas, así como los valores certificados de los contenidos de los elementos en cada caso y la evaluación de la significación o no del sesgo, lo que se obtuvo al evaluar si el valor certificado se encontraba dentro del rango de valores determinado por la incertidumbre expandida.

Se observa que no hay sesgo significativo para ningún elemento con excepción del Mn para el acero al carbono y para Co y V en el acero inoxidable. Estas diferencias significativas pueden estar relacionadas con el hecho de que todos los cálculos se realizaron tomando en cuenta solo la repetibilidad del procedimiento, hecho por el que los valores de las desviaciones estándar combinadas y por tanto las incertidumbres combinadas y expandidas son pequeños. Esto puede ser mejorado, como ya se mencionó, utilizando los resultados de las muestras de rutina del laboratorio, con lo que se pueden reevaluar estas magnitudes a partir de los duplicados de las muestras de control interno. De cualquier manera esto debe ser comprobado durante la aplicación del método y en caso de mantenerse, aplicar los factores de corrección correspondientes.



Tabla VII.- Evaluación del sesgo para la muestra de acero al carbono.

Elemento	Valor encontrado %	Valor certificado %	Diferencia significativa
Al	0.063 ± 0.010	0.061	No
Co	0.0063 ± 0.0008	NC	NC
Cr	0.019 ± 0.012	0.018	No
Cu	0.015 ± 0.003	0.013	No
Mn	0.419 ± 0.017	0.37	Si
Mo	0.0094 ± 0.0036	0.009	No
Ni	0.014 ± 0.002	0.017	No
P	0.0048 ± 0.008	0.005	No
Pb	0.0030 ± 0.001	NC	NC
S	0.018 ± 0.006	0.019	No
Si	N.D.	0.008	ND
Ti	0.0014 ± 0.001	NC	NC
V	ND	< 0.001	ND
Zn	0.0051 ± 0.0013	NC	NC

Tabla VIII.- Evaluación del sesgo para la muestra de acero inoxidable.

Elemento	Valor encontrado %	Valor certificado %	Diferencia significativa
Al	ND	NC	ND
Ce	0.086 ± 0.004	NC	NC
Co	0.133 ± 0.006	0.101	Si
Cr	18.57 ± 0.36	18.45	No
Cu	0.175 ± 0.012	0.172	No
Mn	1.67 ± 0.056	1.64	No
Mo	2.42 ± 0.064	2.38	No
Ni	12.22 ± 0.45	12.26	No
P	0.020 ± 0.009	0.020	No
Pb	ND	0.001	ND
S	0.019 ± 0.009	0.016	No
Si	0.491 ± 0.022	0.51	No
Ti	0.0024 ± 0.0005	NC	NC
V	0.051 ± 0.002	0.047	Si
Zn	0.070 ± 0.003	NC	NC

ND.- No detectado, NC.- No certificado.

DESARROLLO DEL PROCEDIMIENTO PARA LA DETERMINACIÓN DE CARBONO.

Otro aspecto que es necesario evaluar en los aceros es el contenido de carbono, ya que este le confiere propiedades especiales para diversos usos. En la Tabla I se muestran los contenidos de carbono en dos muestras de acero, uno inoxidable y otro al carbono.



Para el análisis del carbono resulta común el empleo de los métodos de combustión, como el analizador elemental de CHNS-O en donde estos elementos son obtenidos de la muestra por combustión, separando posteriormente los diferentes componentes por medio de columnas cromatográficas y se determina la concentración de cada uno de ellos por medio de sensores de termopropiedad, parámetro que es relacionado por un software adecuado con el contenido del elemento que se está determinando. Existen en la actualidad documentos normalizados que emplean estos métodos, como la Norma ASTM 1019:00.

En este caso se trabajó con un analizador elemental de CHNS-O, que por su simplicidad parece ser una técnica adecuada para este análisis. La literatura reporta sin embargo que la debilidad de estos métodos está en los pobres límites de detección que se alcanzan, debido fundamentalmente al bajo peso de muestra empleado en las determinaciones. Así mientras en la Norma ASTM 1019:00 se emplean pesos de 2 a 3 mg de muestra, en los métodos clásicos se trabaja con pesos de hasta 1 g de muestra, es decir unas 500 a 300 veces mayor. Esto hace que para establecer un procedimiento adecuado de los dos tipos de acero antes mencionados sea necesario realizar una cuidadosa evaluación de las posibilidades del procedimiento y optimizar la cantidad de muestra que puede ser empleada a fin de mejorar los límites de detección, que parecen ser el punto más vulnerable de esta técnica y con ellos la precisión de las determinaciones, especialmente para muy bajos contenidos.

Equipos y condiciones instrumentales.

Para el desarrollo del procedimiento se empleó el Analizador Elemental de CHNS-O EA 1110 de la firma Carlo Erba y para las determinaciones se siguieron las orientaciones del Manual de Instrucciones [30], empleándose las siguientes condiciones en el equipo:

Temperatura del reactor izquierdo: 1 020 ° C

Temperatura del reactor derecho: 600 ° C

Tiempo de inhibición: 35 s.

Tiempo de residencia: 200 s.

Catalizadores: Óxido de cromo, cobalto platinado, óxido de cobalto y Cu metálico de alta pureza.

Línea base: 300 ± 2 mV

Temperatura del horno: 60 ° C

Presión de He y O₂: 150 kPa

Tipo de columna: Porapak

Influencia del peso en las determinaciones.

Como ya se dijo anteriormente uno de los problemas fundamentales del método es el bajo peso empleado en las determinaciones, por ello antes de pasar a cualquier otro tipo de valoración es necesario optimizar el peso de muestra de manera que nos proporcione los mejores resultados posibles. Para realizar este estudio se tomó una muestra de bajo contenido de carbono (~ 0.05 % de C) y se realizaron 5 determinaciones repetidas con pesos de muestra de 2, 3, 4 y 5 mg de muestra. No se emplearon pesos mayores pues ya se conoce que la combustión de las muestras no es completa. Los experimentos demostraron que para obtener precisiones adecuadas se requieren pesos de 4-5 mg de muestra, para contenidos del orden de 0,05% de C.



Finalmente como el límite de detección se puede mejorar con el empleo de pesos mayores y esto es fundamental para el análisis de muestras de aceros con bajo contenido de carbono, se selecciona el peso de 5 mg para muestras bajas dejándose la opción de 3 ó 4 mg para muestras con contenidos superiores a 0.2%.

Construcción del gráfico de calibración.

Aunque el equipo da directamente los contenidos en % de C de las muestras fue necesario construir el gráfico de calibración (mV vs masa de carbón) para poder evaluar posteriormente el límite de detección del procedimiento.

Para la construcción del gráfico de calibración se empleó el método descrito por el fabricante para lo que se toman diferentes pesos de una sustancia, generalmente orgánica, cuya composición es conocida de manera que se obtenga una serie de calibración adecuada para los contenidos de las muestras que se analizan. Cada punto se repitió 5 veces y se obtuvo la recta que representa este ajuste:

$$Y = 2.5887 + 76.1163 X \quad (3)$$

Donde:

Y es la lectura de termoconductividad en mV

X masa de carbono a la que corresponde

Para este ajuste se obtuvo un coeficiente de correlación $R^2 = 0.9999$, lo que indica que es adecuado.

Validación del procedimiento.

Aquí, como en el caso anterior fueron determinados: el límite de detección, la incertidumbre y el sesgo y para ello fueron empleados los mismo métodos ya descritos.

Cálculo del límite de detección.

El límite de detección fue evaluado a través de 10 repeticiones de la muestra en blanco (cápsula vacía), con lo que se calculó la desviación estándar y con ella el límite de detección, correspondiente a la masa de carbono que produce una señal de termoconductividad (mV) igual a 3 veces la desviación típica (S) del blanco. Para ello se empleó la ecuación de regresión (3), entonces:

$$LD = C \text{ mg} = 3S / 76.1163 = 0.00177 \text{ mg de C.} \quad (4)$$

Entonces, si tenemos en cuenta el peso de muestra podemos ver que el LD está entre 0.059 % y 0.035 % para pesos entre 3 y 5 mg de muestra.

Como se ve es muy importante emplear pesos más altos para el análisis de las muestras con más bajos contenidos. Los límites de detección no son tan buenos como los reportados por otras técnicas, pero son suficientes para los contenidos típicos en los aceros.

Evaluación de la precisión (incertidumbre).

Para evaluar la precisión se realizaron 10 réplicas de dos muestras de referencia certificadas NIST y se calcularon la desviación estándar (S) y el coeficiente de variación (CV). Los resultados se muestran en la Tabla IX.

Tabla IX.- Evaluación de la precisión.

Parámetro	Muestra con bajo C	Muestra con alto C
Media %	0.043	0.074
S %	0.003	0.001
CV %	5.86	1.78

Como se ve los resultados fueron muy buenos una vez seleccionado el peso de muestra adecuado (5 mg).

Aquí de nuevo los valores de S de la tabla IX son iguales a las incertidumbres estándar combinadas del procedimiento. Y de la misma forma las incertidumbres expandidas se calculan también por la expresión 2. Debe señalarse aquí también que los valores encontrados de S corresponden a la repetibilidad del procedimiento, por la forma en que fueron diseñados los experimentos para su evaluación.

Evaluación de la exactitud (sesgo).

Para la evaluación del sesgo se aplicó el procedimiento a las dos muestras de aceros certificadas en cuestión. Para esta prueba se siguieron las orientaciones recogidas en la Guía EURACHEM/CITAC, correspondiente a la comparación de resultados con muestras certificadas. La Tabla X muestra los resultados obtenidos, los que como en el caso anterior se han evaluado haciendo uso de la incertidumbre expandida del procedimiento. Al igual que en el caso anterior los valores de la incertidumbre estándar combinada y la expandida serán mejorados por la evaluación de los duplicados del control interno del laboratorio.

Tabla X.- Evaluación del sesgo.

Muestra	Valor encontrado %	Valor Certif. %	Diferencia significativa
Muestra de acero al C	0.074 ± 0.003	0.074	No
Muestras de acero inox.	0.043 ± 0.006	0.044	No

No se observaron en este caso diferencias significativas entre los valores obtenidos y certificados para ninguno de los aceros evaluados.

CONCLUSIONES

- Se desarrollaron procedimientos por ICP-AES para el análisis de aceros al C y aceros inoxidable, en ambos se emplea el mismo tratamiento de las muestras, pero se requieren dos curvas de calibración diferentes para la determinación, pues en los aceros inoxidables la determinación de Cu, Cr, Mn, Mo y Ni requiere dilución y una curva de calibración diferente.



- Las evaluaciones realizadas demostraron que las soluciones de calibración debían contener concentraciones de Fe similares a las presentes en cada alícuota para minimizar los efectos de matriz producidos por el Fe.
- Los ajustes obtenidos para los gráficos de calibración fueron buenos en todos los casos.
- Los límites de detección obtenidos en los procedimientos por ICP-AES resultaron satisfactorios para todos los elementos con excepción de Pb en acero inoxidable y P y Si en acero al carbono.
- La precisión del procedimiento se evaluó a través de repeticiones paralelas de una misma muestra por lo que solo representan la repetibilidad del procedimiento. Esto debe ser mejorado durante la aplicación del procedimiento en el laboratorio.
- Los coeficientes de variación obtenidos en todos los casos resultaron adecuados para las concentraciones a las que corresponden.
- No se encontró la presencia de sesgo significativo en ningún caso con excepción del Mn en el acero al carbono y del Co y V en el acero inoxidable. Esto debe ser corroborado durante la aplicación del procedimiento, y de mantenerse las diferencias corregir los valores con los factores encontrados para cada caso.
- El carbón se determinó por el analizador elemental de CHNS-O y se obtuvieron resultados satisfactorios para ambos tipos de aceros, cuando se emplean pesos de muestra de no menos que 5 mg.
- Los procedimientos han sido aplicados en el laboratorio para el análisis de diversos tipos de aceros con resultados satisfactorios.

AGRADECIMIENTOS

Agradezco a Ing. Maria Dolores Lujan, Ing. Mónica Rodríguez y Ing. Roal Torres por su contribución para la realización de este trabajo.

BIBLIOGRAFÍA

- Álvarez A., 2002. Espectroscopia de emisión atómica con plasma inductivamente acoplado (ICP-AES). Parte II. Condiciones de operación del ICP-AES. Conferencia impartida en el curso de verano de la Universidad de La Habana.
- ASTM Designation: E 350 – 95 (Reapproved 1997).- Standard Test Methods for Chemical Analysis of Carbon Steel, Low-Alloy Steel, Silicon Electrical Steel, Ingot Iron, and Wrought Iron.
- ASTM Designation: E352-93(2000)e1 Standard Test Methods for Chemical Analysis of Tool Steels and Other Similar Medium- and High-Alloy Steels.
- ASTM Designation: E354-93(2000)e1 Standard Test Methods for Chemical Analysis of High-Temperature, Electrical, Magnetic, and Other Similar Iron, Nickel, and Cobalt Alloys.
- ASTM Designation: E353-93(2000)e1 Standard Test Methods for Chemical Analysis of Stainless, Heat-Resisting, Maraging, and Other Similar Chromium-Nickel-Iron Alloys.
- ASTM Designation: E351-93(2000)e1 Standard Test Methods for Chemical Analysis of Cast Iron--All Types
- ASTM Designation: E1086-94(2000) Standard Test Method for Optical Emission Vacuum Spectrometric Analysis of Stainless Steel by the Point-to-Plane Excitation Technique.
- ASTM Designation: E415-99a Standard Test Method for Optical Emission Vacuum Spectrometric Analysis of Carbon and Low-Alloy Steel.



- ASTM:D1976-1996: Standard Test Methods for Elements in Water by Inductively Coupled Argon Plasma Atomic Emission Spectroscopy.
Instruction Manual EA 1110 CHNS-O Elemental Analyser. Carlo Erba Instruments.
- ASTM: E1019-2000 Standard Test Methods for Determination of Carbon, Sulfur, Nitrogen, and Oxygen in Steel and in Iron, Nickel, and Cobalt Alloys
- ISO 439:1994.- Steel and iron – Determination of total silicon content – Gravimetric method.
- ISO 629:1982.- Steel and cast iron – Determination of manganese content – Spectrophotometric method.
- ISO 671:1982.- Steel and cast iron – Determination of sulphur content – combustion titrimetric method.
- ISO 4937:1986.- Steel and iron – Determination of chromium content – photometric or visual titration method.
- ISO 9647:1989.- Steel and iron – Determination of vanadium content – Flame atomic absorption spectrophotometric method.
- ISO 9658:1990.- Steel – Determination of aluminium content – Flame atomic absorption spectrophotometric method.
- ISO 10138:1991.- Steel – Determination of chromium content – Flame atomic absorption spectrophotometric method.
- ISO 10278:1995.- Steel – Determination of manganese content – Inductively coupled plasma atomic emission spectrometric method.
- ISO 10697-1:1992.- Steel – Determination of acid soluble calcium content – Flame atomic absorption spectrophotometric method.
- ISO 10697-2:1994.- Steel – Determination of total calcium content – Flame atomic absorption spectrophotometric method.
- ISO 10698:1994.- Steel – Determination of antimony content – Graphite furnace atomic absorption spectrophotometric method.
- ISO 10700:1994.- Steel – Determination of manganese content – Flame atomic absorption spectrophotometric method.
- ISO/TS 13899:2004.- Steel – Determination of molybdenum, niobium and vanadium content in alloyed steel– Inductively coupled plasma atomic emission spectroscopy . Part 1.- Determination of Mo content. Part 2.- Determination of Nb content. Part 3.- Determination of W content.
- Mandiwana, K.L., 2000. Physical interferences by mineral acids in ICP-OES, J. Anal. At. Spectrom., 15: 1405 –1407.
- Merson, S, P. Evans, 2003. A high accuracy reference method for the determination of minor elements in steel by ICP-OES, J. Anal. At. Spectrom., 18 (4): 372 – 375.
- Microwave Digestion Application Manual.- Sample Preparation: Steel. CEM Corporation.
- Quantifying Uncertainty in Analytical Measurement 2000. EURACHEM/ CITAC Guide, second edition.
- Taylor B.N., Chris E. Kuyatt, 199. Guidelines for Evaluating and Expressing the Uncertainty of NIST Measurement Results, NIST Technical Note 1297.



Thompson, M., L.R. Ellison, R. Wood, 2002. IUPAC Technical Report.- Harmonized guidelines for single laboratory validation of methods of analysis, Pure and Appl. Chem., 74, 5: 835-855.



ESTUDIO DEL COMPORTAMIENTO DE LA EXTRACCIÓN DEL MAGNESIO EN EL LAVADO DE LA SAL

Miguel A. Anaya Alfonso⁽¹⁾, Anolan Díaz Fernández⁽¹⁾, Marlon Cañizares⁽¹⁾, Antonio Sanabria⁽¹⁾, Víctor Ramírez⁽¹⁾.

(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica. Carretera, Varona #12028 Km 1 ½, Capdevila, Boyeros, Ciudad de La Habana, Cuba, e-mail: cipimm@ip.minbas.cu

RESUMEN

El proceso de lavado de la sal tiene como objetivo eliminar las impurezas solubles e insolubles que acompañan a la sal cristalizada y obtener un grado de pureza mayor del 98.5 %.

En el estudio se analizan los parámetros que influyen en la extracción de magnesio impureza soluble que acompaña al cloruro de sodio cristalizado. Los parámetros estudiados fueron:

1. Concentración de NaCl en la salmuera de lavado
2. Concentración de Mg
3. Densidad de la solución expresada en grado Baumé
4. Relación de lavado

Los resultados obtenidos fueron corroborados en la práctica realizando muestreos en el lavador de la salmuera de entrada y salmuera de salida, sal de entrada y sal de salida, caracterizando la salmuera de lavado y determinando mediante un balance de materiales la extracción de magnesio. La influencia de los diferentes factores se determinó aplicando un modelo matemático. Las conclusiones del estudio son las siguientes:

1. La extracción del magnesio en la sal depende de la concentración de magnesio en la salmuera de lavado, demostrándose que a mayor concentración de magnesio menor es la extracción.
2. La concentración del cloruro de sodio en la salmuera es el factor fundamental en la extracción de magnesio demostrándose que a mayores concentraciones de NaCl en la salmuera de lavado la concentración de magnesio debe ser baja para obtener una buena extracción. La interacción del NaCl y el Mg es significativa demostrándose que son inversamente proporcionales. Para salmueras con concentraciones inferiores a la concentración de saturación del Mg las extracciones son altas para bajas concentraciones de Mg en la sal.
3. La interacción NaCl Vs densidad de la salmuera no es significativas en la extracción de magnesio en el lavado, ya que un aumento de la concentración de sal es una consecuencia del incremento de la densidad del licor producto de la evaporación de agua.

Como medidas para incrementar la extracción de magnesio en la sal lavada se implantó la caracterización de la salmuera de lavado en: densidad ° Be, g/L Ca, Mg, SO₄, Cl y se establecieron los rangos de densidad para efectuar lavado primario y secundario. Determinación de la calidad de la materia prima (NaCl) a lavar para efectuar el ajuste de los parámetros de lavado.

ABSTRACT

The process of salt washing has as main objective the elimination of soluble and insoluble impurities that come with crystal salt and obtain purity over 98,5%.

The parameters that influence in the extraction of magnesium (soluble impurity that accompanies crystallized sodium chloride), are analyzed in the study. The parameters studied were:

NaCl concentration in washing brine.

1. Mg concentration.
2. Density of the solution expressed in Baumé grade.
3. Washing relation.



The results obtained were proven in practice by doing samplings in the incoming and outcoming brine washer, in the incoming and outcoming salt, characterizing the brine from the washer and determining the magnesium extraction through a materials balance.

The influence of the different factors was determined applying a mathematical model. The conclusions of the study were the following:

1. Magnesium extraction from salt depends on the concentration of magnesium in the washing brine, demonstrating that at a higher concentration of magnesium, lower is extraction.
2. Sodium chloride concentration in brine is the fundamental factor in magnesium extraction, demonstrating that at higher NaCl concentrations in washing brine, magnesium concentration must be low to get a good extraction. The interaction between NaCl and Mg is significant, demonstrating that they are inversely proportional. For brines with concentrations lower than the Mg saturation concentration, extractions are high when there are low concentrations of Mg in salt.
3. NaCl interaction vs. the density of the brine is not very significant in Mg extraction in washing, because the increase of salt concentration is a consequence of the increase of liquor density due to water evaporation.

As a step to increase Mg extraction in washed salt, brine from washing characterization has been implanted in: density $^{\circ}$ Be, g/L Ca, Mg, SO_4 , Cl and the rates of density were established to do the primary and secondary washes. The determination of the raw material quality (NaCl) to be washed must be done to adjust the parameters for washing.

INTRODUCCIÓN

Para atenuar las pérdidas de NaCl por dilución se han establecido rangos de densidad para la salmuera de lavado pretendiendo a través de estos límites de densidad arrastrar impurezas mecánicas (lodos, arena arcilla, polvo, etc.) e impurezas químicas solubles como las sales solubles de magnesio o insolubles de calcio en forma de sulfatos que constituyen impurezas químicas.

Tabla I: Solubilidad y contenido de las sales de Ca, Mg en el agua de mar.

Sales	g/L		
	Solubilidad individual 20°C	Contenido en el agua de mar	Contenido en el momento de la saturación
$\text{MgSO}_4 \times 7\text{H}_2\text{O}$	439	2,27	21,21
$\text{MgCl}_2 \times 6\text{H}_2\text{O}$	545	3,26	30,51
$\text{CaSO}_4 \times 2\text{H}_2\text{O}$	2.1	1,26	2,33

La tabla I resume las sales que constituyen las macroimpurezas de la sal considerando su solubilidad individual a 20°C, contenido en el agua de mar y su contenido en el momento de la saturación. Como podemos apreciar en la tabla la solubilidad de las sales en la salmuera resulta diferente de los valores de cada sal al disolverse individualmente. Esto se debe a la interacción de unas sales con otras y a los factores de concentración y temperatura.

La sal contiene impurezas que se eliminan mediante lavados con salmuera. Si la selección de estas salmueras se realiza utilizando los valores reportados en la tabla de precipitación concentración, no se obtendrían los resultados esperados. El análisis de muestras de salmueras arrojan valores bien diferentes tabla III.

Tabla II Composición química de la salmuera de lavado según la tabla de precipitación–concentración [6]

Dens. (°Be)	(g/L)				
	Ca ²⁺	Mg ²⁺	Cl ⁻	SO ₄ ⁻	NaCl
7	0,97	6,95	38,55	3,35	57,40
8	1,10	7,60	42,93	3,58	64,74
18	1,87	10,65	119,46	11,08	159,77
19	1,47	11,34	128,47	13,20	171,83
20	1,49	12,18	138,02	14,03	184,60
21	1,24	12,98	140,95	14,37	196,55
22	1,12	13,88	157,12	14,99	210,16
23	0,98	11,97	165,01	8,11	223,94

Tabla III Composición química de la salmuera de lavado muestreada a la entrada del lavador.

Dens. (°Be)	(g/L)				
	Ca ²⁺	Mg ²⁺	Cl ⁻	SO ₄ ⁻	NaCl
18	0,78	4,95	137,02	8,43	225,79
19	1,32	12,10	132,10	9,32	217,59
20	0,80	8,82	143,90	13,83	237,13
21	1,24	4,24	147,08	7,29	287,33
22	1,29	8,24	156,44	3,10	247,68
23	0,95	5,07	177,16	7,56	291,94

Al comparar los resultados obtenidos al analizar las salmueras empleadas en el lavado secundario en la tabla III podemos apreciar que el contenido de NaCl es superior a los reportados en la tabla II. Con respecto al magnesio todos los valores reportados en la tabla 2 están por debajo de los reportados en la tabla III.

El comportamiento de las salmueras en cuanto a su composición se estudió en la investigación “El Control Tecnológico de los Cristalizadores y concentradores” del año 2002 en el tema “Estudio de la composición química y comparación de los valores reales de NaCl (g/L) respecto a los reportados en la tabla de precipitación – concentración [2,3] donde se demostró que “El contenido de NaCl (g/L) en las salmueras de los cristalizadores y concentradores es superior a los valores reportados en la tabla de precipitación – concentración.

A continuación se muestran los resultados obtenidos en la mejora de la calidad de la sal producto de la operaciones de lavado y centrifugación.

Tabla IV: Comportamiento estadístico de los parámetros de lavado secundario de la sal (Salina Frank País).

Año	Sal (%)			Salmuera (°Be)		Sal lavada (%)		Sal centrifugada (%)	
	NaCl	Ca	Mg	SL	SR	CaL	MgL	Cac	Mgc
2002									
X ⁻	95,49	0,24	0,38	20,63	25,97	0,16	0,15	0,16	0,04
S	0,99	0,06	0,14	1,94	1,23	0,04	0,08	0,05	0,02
2003									
X ⁻	96,92	0,27	0,36	21,10	25,47	0,19	0,16	0,18	0,04
S	0,77	0,09	0,14	1,50	0,67	0,06	0,09	0,07	0,02



Donde:

NaCl, ca, Mg: % de cloruro de sodio, calcio y magnesio en la materia prima

SL: °Be, salmuera de lavado.

SR: °Be, salmuera de retorno

CaL, MgL: % de calcio y magnesio en la sal lavada.

Cac, Mgc: % de calcio y magnesio en la sal centrifugada

X: Valor medio

S: Desviación estándar.

Los resultados reportados en la tabla IV son el promedio de las muestras tomadas durante el control de calidad realizado a la materia prima (sal) durante los años 2002 y 2003 antes y después de ejecutar su lavado y centrifugado en las condiciones actuales. Como se aprecia el contenido de calcio se disminuye un 70% y en el caso del magnesio es de un 40% durante el lavado. En el centrifugado la disminución en calcio es de 67% y en el magnesio 89%.

Los ensayos de control de calidad en la sal, demuestran que durante el proceso de lavado secundario y en centrifugado empleando una salmuera entre 20-23 °Be y una relación L/S= 1, el contenido de magnesio en la sal se reduce hasta una 0,04%.

DISEÑO EXPERIMENTAL

A partir de los resultados del % Efectividad de extracción de magnesio (% Efect. Mg) y del % Efect. NaCl se desarrolló un diseño experimental para estudiar la influencia de la concentración de Ca, Mg en % y la densidad en °Be de la salmuera de lavado en la extracción de Mg en la sal.

El análisis se realiza a partir de los datos del análisis de muestras tomadas durante la operación del lavado secundario de la sal en la salina Frank País.

Tipo de diseño: Screening.

Nombre del diseño: Factorial

Base del diseño

Número de factores experimentales: 3

Número de respuestas: 2

Número de experimentos: 11

Los experimentos fueron escogidos al azar para su ejecución

Número de bloques: 1

Número de puntos centrales: 3

Grados de libertad: 4

Tabla V: Variables independientes a niveles.

Variables	Bajo	Alto	Unidades
Mg	-1	1	%
NaCl	-1	1	%
Dens.	-1	1	°Be



Tabla VI Variables dependientes o respuestas.

Variables	Unidades
Efectividad de extracción de Mg	%
Efectividad de extracción de NaCl	%

El diseño factorial propuesto para estudiar consta de 3 variables independientes, dos niveles, tres puntos centrales y once experimentos escogidos al azar. La efectividad de Mg y el NaCl se calcula a partir de la expresión:

$$\% Efect.Mg = \frac{[Mg] - [Mg]L}{[Mg]} * 100 \quad (1)$$

$$\% Efect. = \frac{[NaCl] - [NaCl]L}{[NaCl]} * 100 \quad (2)$$

donde:

[Mg], [NaCl]: Concentración Mg y NaCl en la sal

[Mg], [NaCl]: Concentración Mg y NaCl en la sal lavada

RESULTADOS EXPERIMENTALES. DISCUSIÓN.

La matriz de trabajo con las corridas experimentales se presenta en la tabla VII

Tabla VII Matriz de trabajo y resultados experimentales

Experimento	Mg(%)	NaCl (%)	Dens. (%)	% Efect. Mg	% Efect. NaCl
1	0	0	0	40	20
2	-1	-1	-1	90	14
3	1	-1	-1	30	3
4	-1	1	-1	50	5
5	1	1	-1	20	30
6	0	0	0	42	21
7	-1	-1	1	60	40
8	1	-1	1	40	30
9	-1	1	1	10	12
10	1	1	1	4	3
11	0	0	0	45	24

El diseño es un diseño factorial completo por lo que podemos obtener un estimado de todos los efectos principales y de todas las interacciones.



Tabla VIII Efectos estimados para el % Efect. Mg.

Variables independientes	Valor	Error estándar
X ₀	39,1	±1,395
X ₁ = Mg	-29,0	±3,272
X ₂ = NaCl	-34,0	±3,272
X ₃ = Dens.	-19,0	±3,272
X ₁ X ₂ = Mg * NaCl	11,0	±3,272
X ₁ X ₃ = Mg * Dens	16,0	±3,272
X ₂ X ₃ = NaCl * Dens	-9,0	±3,272

El error estándar esta calculado basándose en el error total con 4 grados de libertad. En la tabla se muestra cada uno de los efectos estimados y las interacciones. También se tabulo el error estándar de cada uno de los factores o coeficientes de la ecuación de regresión.

Tabla IX. Análisis de varianza para el efecto, % Efect. Mg.

Variables y sus interacciones	Suma de cuadrados	Df	Cuadrado medio	Relación F	Valor P
X ₁	1682	1	1682	78,56	0,0009
X ₂	2312	1	2312	157,99	0,0005
X ₃	722	1	722	33,72	0,0044
X ₁ X ₂	242	1	242	11,30	0,0242
X ₁ X ₃	512	1	512	23,92	0,0081
X ₂ X ₃	162	1	162	7,57	0,0512
Error total	85,63	4	21,40	-	-

$$R^2 = 98,502\%$$

$$R^2 \text{ (ajustado para los grados de libertad)} = 96,226\%$$

$$\text{Estimado del error estándar} = 4,627$$

$$\text{Error absoluto medio de estimación} = 2,314$$

La tabla ANOVA distribuye la variabilidad en el % Efect. Mg por separado para cada uno de los efectos. En esta prueba cada uno de los efectos se realiza por comparación del cuadrado medio contra un estimado del error experimental. En este caso, 5 efectos tienen un valor p menor de 0,05, indicando que ellos son significativamente diferentes de uso con un nivel de confianza del 95%. El estadígrafo R^2 indica que nuestro modelo esta ajustado al 98,502 % de la variabilidad del % Efect. Mg. El estadígrafo R^2 (ajustado) es más adecuado para comparar modelos diferentes números de variables independientes, es de 96,26%. El error estándar de la estimación muestra que la desviación estándar de los residuos es 4,624. El error absoluto eliminar medio de 2,314 (valor promedio de los residuales).

Coefficientes de regresión para % Efect Mg.

$$X_1 = 39,181$$

$$X_2 = -14,5$$

$$X_3 = -17,0$$

$$X_1X_2 = 5,5$$

$$X_1X_3 = 8$$



El efecto NaCl * Dens no es significativo ya que su valor de $p > 0,05$ correspondiente al análisis de regresión (tabla IX)

Ecuación del polinomio ajustado

$$\text{Mg Efect.} = 39,1818 - 145 * \text{Mg} - 17,0 * \text{NaCl} - 9,5 * \text{Dens} + 5,5 * \text{Mg NaCl} + 8,0 * \text{Mg} * \text{Dens}$$

Las variables en la ecuación de regresión están especificadas en sus unidades originales.

Análisis de los efectos principales estudiados y sus interacciones.

Mg. Al disminuir la concentración de magnesio en la salmuera de lavado aumenta su capacidad de extracción. Este factor posee el segundo lugar de significación.

NaCl. Factor de concentración de cloruro de sodio en la sal.

A un menor contenido de NaCl mayor es la efectividad de extracción de magnesio en la sal.

El efecto principal es NaCl por ser el de mayor influencia.

En el rango de densidades propuesto para la salmuera de lavado analizada, podemos observar que el contenido de cloruro de sodio es superior respecto al reportado en la tabla II.

Un mayor contenido de NaCl en la salmuera de lavado es beneficioso para disminuir las pérdidas de cloruro de sodio por disolución, sin disminuir la extracción de magnesio debido a que el aumento del NaCl disminuye la conc de magnesio en la salmuera aumentando su poder de disolución de magnesio (tabla I) debido a la interacción de las sales entre sí y a los factores de concentración y temperatura en la salmuera muestreada.

El efecto nos dice además que podemos disminuir la relación de lavado con salmueras de bajo Mg a valores < 1 .

Dens. Al disminuir la densidad de la salmuera aumenta la eficiencia de extracción de magnesio. Este efecto esta en tercer lugar de significación.

Al analizar la influencia de la relación de lavado con respecto a la extracción de magnesio empleando las densidades establecidas se aprecia que no es significativa por tener todos los coeficientes un valor de $p > 1$. Su significación es negativa debido a que a mayor relación de lavado hay una mayor disolución del NaCl que es el componente mayoritario de la sal.

Mg*NaCl. La efectividad de extracción de magnesio de la sal aumenta con la relación inversa de estos factores, es decir, un incremento de ambos factores también se traducen en un incremento de la extracción de magnesio.

Esto se evidencia fundamentalmente en el uso de salmueras de baja densidad, donde una extracción de magnesio acompañada de una extracción de sal por disolución con la consiguiente pérdida de NaCl, aunque con un incremento de la extracción de magnesio.

Mg * Dens. Esta interacción nos dice que un aumento en la densidad de la salmuera conlleva a un aumento en el contenido de magnesio. Esta conclusión podemos observarla en la tabla II de acuerdo a los datos reportados en la tabla de precipitación-concentración [1]. Sin embargo la tabla III donde se reporta la composición química de la salmuera de lavado muestreada a la



entrada del lavador tenemos que el incremento del contenido de magnesio es menor que el reportado en la tabla II para una misma densidad.

Las salmueras de 21 y 23 °Be son las de menor contenido de magnesio coincidiendo la densidad de 21°Be con el promedio de la salmuera de lavado empleada durante el año 2002 y 2003 por la Empresa Salinera Frank País reportando una pérdida anual del 3% del NaCl contrario al reporte histórico del 10-15%.

NaCl* Dens. Este efecto no es significativo por tener un valor de $p > 0,05$ establecido por el análisis de varianza ANOVA (tabla IX)

CONCLUSIONES

- Al disminuir la concentración de magnesio en la salmuera de lavado aumenta su capacidad de extracción.
- A un menor contenido de NaCl mayor es la efectividad de extracción de magnesio en la materia prima (sal)
- Al disminuir la densidad de la salmuera aumenta la eficiencia de extracción de Mg.
- La interacción Mg + NaCl aumenta con la disolución y extracción de ambos lo que sucede es que al emplear salmueras de baja densidad para el lavado hay una mayor extracción de Mg, pero a expensas de aumentar las pérdidas de sal por disolución de NaCl.
- La interacción Mg, Dens nos plantea que a un aumento de densidad de la salmuera corresponde un aumento en la conc. de Mg en ella.
- La interacción NaCl * Dens. No es significativa en la extracción de Mg.

BIBLIOGRAFIA

- Anaya M., 2003. Optimización de parámetros e implantación del control de lavado primario y secundario de la sal. Inspecciones de control tecnológico. Informe CIPIMM.
- Anaya M., 2002. Mejora continua de la calidad de la sal. Informe CIPIMM
- Anaya M., 2000. Curso de diseño de experimentos aplicando a los procesos químicos. CNIC
- Guerra, I y Sevilla, E. 1984. Introducción al análisis estadístico para procesos. Ed. Pueblo y Educación.
- Matcofe, A. 1984. Estadísticas en ingeniería a practical approach Chapman & Hall. London
- Merlot, A. 1997. Tecnología de la sal marina. MM6.



DESARROLLO DE MÉTODOS DE EVALUACIÓN DE LA ESTRUCTURA DE MATERIALES SINTETIZADOS

Joelis Rodríguez⁽¹⁾, **Nayda Hernández⁽¹⁾** y **José A. Alonso⁽¹⁾**

(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero-Metalúrgica (CIPIMM)

Como parte del proyecto CITMA que desarrolla el CIPIMM para la obtención de materiales sintetizados con estructura espinela y cordierita a partir de diferentes materias primas nacionales portadoras de SiO_2 , Al_2O_3 y MgO , se caracterizan por medio de la técnica analítica de difracción de rayos-X, las fases que se forman durante la síntesis por reacción sólido-sólido y sol-gel en las diferentes corridas experimentales.

El análisis cualitativo a través de la técnica analítica de difracción de rayos-X nos refleja las fases cristalinas que se forman durante las diferentes corridas experimentales; siendo estas en la síntesis de espinela; la de interés como fase mayoritaria, y periclasa como impureza acompañante en proporciones que varían en función del pH en la síntesis. En la síntesis de cordierita, arrojó la presencia de cordierita como fase mayoritaria, acompañado de mullita, cristobalita, cuarzo, corindón, espinela y material amorfo en pequeñas proporciones que varían según la variante experimental de síntesis.

Por otra parte, se establece una metodología de análisis cuantitativo de la fase cordierita mediante el ajuste total del patrón de difracción de rayos-X con el empleo del método de refinamiento de Rietveld para el caso de la muestra patrón y se selecciona el método del estándar interno para las corridas experimentales con el empleo de cuarzo del yacimiento "Coyují" como estándar interno. Además, se estima cuantitativamente el contenido de la fase de interés (MgAl_2O_4) en todas las síntesis de espinela, donde se realiza la evaluación a partir de una muestra patrón de espinela mediante el método de estándar interno, en el cual seleccionamos al cuarzo proveniente del yacimiento "Coyují" como patrón interno. Para ello empleamos diluciones de 25; 50 y 75% de la muestra patrón en la matriz de cuarzo, obtenidas mediante el método de diseño en cascada. Se construye entonces la curva de calibración correspondiente; de la muestra patrón de espinela con el estándar interno y se ajusta por el método de mínimos cuadrados.

Los resultados del análisis cuantitativo por DRX de la muestra patrón de cordierita se comparan con el recálculo mineralógico a partir de los análisis químicos de MgO y Al_2O_3 , obteniéndose buena coincidencia para la fase de interés en cuanto a exactitud se refiere. A partir de este resultado se construye entonces la curva de calibración correspondiente de la muestra patrón de cordierita con el estándar interno y se ajusta por mínimos cuadrados.

Los resultados que se obtienen cumplen los requisitos de precisión y exactitud establecidos para el análisis de fases cuantitativo acorde a los requerimientos de la literatura internacional.



LA TRANSFERENCIA TECNOLÓGICA COMO HERRAMIENTA COMPETITIVA.

Eduardo Acevedo del Monte⁽¹⁾, Aida Álvarez Alonso⁽¹⁾

(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero-Metalúrgica (CIPIMM), Varona 12028 Km 1 1/2, Boyeros, Ciudad de La Habana, Cuba, ZIP 10800, E-mail: acevedo@ip.minbas.cu.

RESUMEN

Se describe el proceso de transferencia tecnológica en sus etapas, teniendo en cuenta los intereses de sus participantes; se mencionan aspectos generales del tema a nivel global – transferencia tecnológica dentro y entre fronteras – mientras que se hace énfasis en la aplicación del concepto en nuestro país así como el marco legal en que se soporta.

Se analiza el uso que de tal herramienta se ha ejercido en el sector empresarial y las instituciones de I+D de la Rama industrial minero metalúrgica cubana, así como la proyección estratégica del CIPIMM sobre el tema.

ABSTRACT

It is described the technological transfer process in all its steps taking into account the participants' interests. General aspects regarding the subject, with a global approach, are mentioned – technological transfer into and across borders – while emphasis is made on the application of the concept in our country as well as the legal frame where it is supported.

It is analyzed the use of such a tool in the entrepreneurial sector and the R&D Institutions of the Mining & Metallurgical Industrial Cuban Branch as well as the CIPIMM's strategic approach about the subject.

INTRODUCCIÓN:

En cualquier época y circunstancia alcanzar un objetivo de la manera más eficiente posible solo se ha logrado combinando de una forma óptima los conocimientos, herramientas y procedimientos más actualizados existentes. Esa combinación se identifica en cualquier rama del saber con la tecnología, la que ha sido, es y será objeto de intercambio desinteresado o de comercialización entre quienes la poseen y quienes la necesitan para su desarrollo. Desafortunadamente para los más necesitados de este mundo, es la comercialización de la tecnología y el conocimiento asociado a la misma (Know-how), tanto entre gobiernos de países como entre personas naturales y/o jurídicas dentro y fuera de sus fronteras, la que ha prevalecido por más de un siglo como vía principal para lo que ha dado en llamarse “transferencia tecnológica”, proceso que se intenta caracterizar en este trabajo y en el que intervienen factores diversos.

En un breve resumen se analiza la situación de la transferencia tecnológica a nivel mundial y en especial en nuestro país y de forma general se analiza el proceso de negociación de transferencia tecnológica y el Contrato, que recoge los acuerdos fundamentales logrados en dicho proceso.



Sería bueno señalar, antes de entrar en el desarrollo de los muy diversos aspectos de la transferencia tecnológica, que si bien sobre el tema mucho se ha escrito, resulta evidente que no hay nada establecido. En la práctica cada caso es único, cada negociación debe tener en cuenta múltiples factores para llegar a acuerdos razonables y ventajosos para las partes involucradas.

CIENCIA, TECNOLOGÍA Y TRANSFERENCIA TECNOLÓGICA.

Si bien ciencia y tecnología tienden a ir de la mano en el pensamiento lógico y se retroalimentan, de hecho una no lleva a la otra; es decir, hay países que tienen una producción científica reconocida a través de sus especialistas e instituciones y sin embargo no se destacan en el campo del desarrollo de nuevas tecnologías. Por el contrario, existen países que son líderes mundiales en desarrollo de tecnologías de punta, no cuentan con una producción científica reconocida.

Todo indica que en el entorno en que se desarrolla el conocimiento científico, las motivaciones de las personas e instituciones son las que establecen, entre otros factores, la diferencia entre países en lo que al desarrollo tecnológico respecta.

Es regla en la historia de la humanidad considerar el conocimiento científico como “público” al cual se puede acceder libremente teniendo la necesaria educación para ello, en tanto se considera la tecnología como conocimiento “privado” o “protegido” por cualquiera de las definiciones de propiedad establecida al efecto.

Ciencia precede a **Tecnología**, en tanto podemos definir la primera, al margen de opciones y preferencias, tomando como referencia nuestro propio Sistema de Ciencia e Innovación Tecnológica -SCIT- (Glosario SCIT, Cuba bvs) : “Esfera de la actividad humana dirigida a la adquisición sistemática, mediante el método científico, de nuevos conocimientos sobre la naturaleza, la sociedad y el pensamiento, que se reflejan en leyes, fundamentos y tendencias de desarrollo”.

Mientras que **Tecnología**, a partir de la misma fuente, puede ser definida como: “Conjunto de conocimientos e información propios de una actividad que pueden ser utilizados en forma sistemática para el diseño, desarrollo, fabricación y comercialización de productos o la prestación de servicios, incluyendo la aplicación de las técnicas asociadas a la gestión.

El conocimiento asociado a la tecnología es usualmente llamado know-how, la cual si bien no es una expresión española, es aceptada como válida incluso en documentos legales de nuestro idioma. Asimismo la tecnología incluye cualquier conocimiento útil en su aplicación como son principios de operación de sistema, procedimientos técnicos y administrativos, etc.

En su proceso de desarrollo la tecnología, considerando su definición, carece de valor si, una vez creada, no se transfiere a un receptor que pueda aplicarla y utilizarla para crear un bien comercializable, surge así el concepto de “transferencia”, el cual puede definirse como (Glosario SCIT, Cuba bvs): “Acción de transferir conocimientos, en forma de maquinaria y equipos o en forma intangible, requeridos para la fabricación de un producto, la aplicación de un procedimiento o la prestación de un servicio.....”



En este trabajo vamos a abordar el concepto de transferencia tecnológica no desde el punto de vista de la publicación altruista del conjunto de conocimientos que pueda describirla, sino desde su enfoque comercial como propiedad negociable, ya que las reglas prácticas establecidas en el mercado así lo sugieren.

TRANSFERENCIA TECNOLÓGICA ENTRE PAÍSES.

La transferencia tecnológica entre países también llamada “transferencia horizontal” (Glosario SCIT, Cuba bvs) es el proceso por el cual las tecnologías se trasladan de un país a otro y se asimilan en la práctica social de este último. Tiene dos flujos: la importación de tecnología y la exportación de tecnología.

En este sentido, la dirección de los esfuerzos que a nivel global se han realizado en la última década, pudiera caracterizarse a través de la, usualmente citada como referencia, Agenda 21 de la Conferencia de Naciones Unidas para Medio Ambiente y Desarrollo (Agenda 21, CNUMAD) la que en su capítulo 34 hace un llamado al acceso, en particular de los países en desarrollo, a la información científica y tecnológica, incluida la información sobre las tecnologías más modernas. la información científico-técnica, promoción de proyectos de transferencia tecnológica, promoción del desarrollo de tecnologías nativas y de dominio público, capacidad de construcción, derecho de propiedad intelectual y alianzas a largo plazo entre suministradores y receptores de tecnología.

Así mismo destaca que “la cooperación tecnológica involucra los esfuerzos conjuntos de empresas y gobiernos ambos receptores y a la vez suministradores de tecnología. Por tanto esa cooperación implica un proceso interactivo que involucra al gobierno, al sector privado y las instalaciones de I+D para asegurar los mejores resultados posibles para la transferencia de tecnología”.

A finales del siglo XIX, la Revolución Industrial jerarquizó los conceptos de propiedad intelectual sobre las tecnologías que surgían y también significó el punto de partida del llamado proceso invernadero, al ser las nuevas tecnologías la causa directa de la acumulación de gases nocivos en la atmósfera superior. Debemos reconocer que solo a finales del siglo XX –un siglo después- la comunidad internacional reaccionó tanto ante la desigualdad Norte-Sur, generada por los flujos de tecnología concentrados de manera evidente entre los países desarrollados que la generan, como por los daños irreversibles causados a nivel global por la emisión sostenida de gases de invernadero.

Los esfuerzos realizados en cualquier etapa a nombre de la comunidad internacional por la ONU, a través de su programa ONUDI, tratando de garantizar los flujos necesarios de tecnología de los países desarrollados a los más pobres y necesitados, no han tenido los resultados necesarios para dar un salto significativo en este aspecto. Ello se debe en lo fundamental a que las fuentes de capital necesario para los objetivos de ONUDI no han estado a la altura de la estrategia de esta Organización.

Los países, bien a través de la gestión de sus gobiernos (cuando existen estrategias al respecto) o del sector privado, acceden a fondos de capital mayoritariamente a partir de préstamos en el mercado de capital (con las tasas de interés del mismo), propician inversiones extranjeras en plantas y equipos a cambio de preferencias comerciales de



diferentes tipos o a cambio de participación accionaria en empresas de capital a riesgo, se emplean también fondos de agencias de capital a riesgos, organizaciones no gubernamentales especializadas, en flujo de tecnología, etc.

Organizaciones como Asistencia Oficial al Desarrollo (AOD) y Ayuda Oficial (AO), entre otras, son fuentes respectivas de préstamos sin intereses o subsidiados a los países en desarrollo y a los llamados en economía de transición prioritariamente miembros de la Organización para la Cooperación Económica y el Desarrollo (OCED). Préstamos del Banco Mundial también son ofrecidos a través de organizaciones como Facilidad Global para el Medio Ambiente (FGM).

Pero, excepto para los financiamientos correspondientes a los programas de ONUDI, cada vez más restringidos, son múltiples y complejos los factores que definen las condiciones de acceso para las otras fuentes de financiamiento mencionadas; desafortunadamente Cuba es el mejor ejemplo de cuánto de interés político existe en los niveles de decisión de otorgamiento de dicho financiamiento al resultarle cada vez más difícil y en la mayor parte de los casos imposible calificar como receptora de los mismos.

Ratificando cuan lejos estamos de que exista a nivel global un mecanismo que asista a los países pobres para el acceso a tecnologías limpias y eficientes, se estima que tres cuartas partes de los acuerdos de transferencia tecnológica entre países se realiza a nivel de acuerdos comerciales. En ello mucho tiene que ver el grado de privatización de la economía mundial, siendo el sector privado el que más incide en compra-venta de nuevas tecnologías y know how, mejoramiento de las mismas, ampliación de capacidades a partir de capital doméstico o foráneo. La cuantificación del flujo de capital internacional asociado a la transferencia de tecnología entre países, así como la identificación cualitativa de los tipos de tecnologías involucradas en las transacciones, se hace imposible a partir de la escasa y poco confiable información existente; no obstante, de la información disponible es posible afirmar que los países asiáticos en la pasada década y aún hoy, siguen dominando la exportación de altas tecnologías y los productos asociados a las mismas, tanto en cifras absolutas como en por ciento de exportación de la economía global.

De lo anterior podemos concluir lo anárquica que puede resultar, a los efectos de los intereses nacionales, la situación anterior. La misma no garantiza que se cumplan estrategias establecidas por la propia ONUDI y por países con legislaciones correctas en relación con la adquisición de tecnologías que consideran como inapropiadas, insostenibles, poco seguras o sencillamente malas aquellas tecnologías que no sean adaptables al entorno socio-económico al que se transfieren, que no sean capaces de incidir positivamente en el mismo, que no potencien el uso de materias primas nacionales así como la especialización técnica de los recursos humanos nativos y el posible perfeccionamiento de dicha tecnología y su comercialización a terceros.

LA TRANSFERENCIA TECNOLÓGICA EN CUBA. BASES JURÍDICAS.

Al proceso de transferencia tecnológica dentro de un país se le conoce como "transferencia vertical", en el mismo se transforman los conocimientos científicos endógenos en innovaciones, con la apropiación de los mismos por los correspondientes agentes económicos y sociales



Innovación y transferencia tecnológica. Formación de recursos humanos.

Aun cuando en un análisis del uso de la transferencia tecnológica en nuestro país como vía de desarrollo económico, no debemos obviar que la misma se ha realizado en el seno de un proceso evolutivo de las Políticas de Innovación Científica y Tecnológica en las últimas cuatro décadas, se escapa de los objetivos de este trabajo abordar el tema desde todas sus aristas. Un enfoque razonable sobre la evolución de estas políticas en Cuba es realizado por García y Chassagnés (García y Chassagnés, 2003).

En un apretado resumen diremos que al triunfo de la Revolución comenzó un proceso irreversible de transformaciones socioeconómicas, siempre a partir de un modelo de economía centralizada por el Estado, el que priorizó el desarrollo educacional y científico a la par de la creación de un sistema de salud gratuito al alcance de cualquier ciudadano. No obstante, los esfuerzos en el sector productivo no fueron todo lo suficientemente efectivos como para obtener tasas de crecimiento que permitieran un desarrollo sostenido con cierta independencia de los cambios del entorno. Cambios estos como los ocasionados por la crisis que a partir de 1990 colapsaron la economía cubana al desaparecer el campo socialista, incluida la Unión Soviética, y con ello las condiciones de intercambio extremadamente ventajosas para Cuba en el seno del CAME (Consejo de Ayuda Mutua Económica). Teniendo en cuenta los cuantiosos recursos invertidos en dicho periodo en la creación de Instituciones Científicas, Centros y Unidades de I+D y Universidades a lo largo y ancho de toda la isla, podemos decir que no se logró tampoco en el mismo una proporcional transformación del conocimiento científico en nuevas tecnologías propias y, cuando se logró, no existió la visión suficiente en el sector empresarial para proceder a su aplicación por múltiples factores, en muchos casos, desafortunadamente, puramente subjetivos.

En tanto, ante la ausencia de generación de tecnologías propias, se procedía a la transferencia de tecnología básicamente a través de procesos indirectos (asistencia técnica, consultoría y compra de equipamiento – muchas veces las llamadas “plantas completas”-) como vía fundamental para crear la infraestructura tecnológica que necesitaba el país para generar los ingresos, que permitieran sostener los ambiciosos planes sociales de la Revolución. Por otra parte, desde el inicio mismo de la década del 60, las Instituciones educacionales y científicas del campo socialista y en especial la URSS graduaron y especializaron a una buena parte de los profesionales sobre los que recayó en estas cuatro décadas la responsabilidad de producir conocimientos científicos, transformarlos en nuevas tecnologías y/o adaptar las tecnologías disponibles al país.

En cualquiera de sus variantes esta transferencia tecnológica fue realizada fundamentalmente desde los países del campo socialista y en el marco del CAME y, aunque se garantizó en el país una base industrial, las tecnologías disponibles, en su gran mayoría, eran bastante atrasadas en relación con sus homologas del mundo occidental. Evidentemente los compromisos – incluidos los morales - adquiridos como miembros de esa Organización, la seguridad económica que ello brindaba, la no disponibilidad de suficientes fondos en divisas y el acceso muy limitado a cualesquiera de los fondos de inversión para el desarrollo, manejados en su casi totalidad por intereses políticos del mundo capitalista, limitaron en extremo no sólo la transferencia de tecnología occidental al país, sino también la formación masiva de especialistas en países occidentales.



Uno de los pocos ejemplos de transferencia de tecnología occidental al país en esta etapa, lo constituye el logro en la industria biotecnológica cubana cuando se decide por el Consejo de Estado, al inicio de la década de los 80, la creación de las primeras capacidades tecnológicas para que científicos cubanos aprendieran y adoptaran las tecnologías, recién desarrolladas por el finlandés Karl Cantell, para la obtención in situ del interferón alfa leucocitario humano. En mayo de 1981 se habían ya transferido las tecnologías en cuestión y un mes después se obtenía el primer resultado clínico positivo con el tratamiento con interferón cubano de unos pacientes infectados con dengue tipo 2 y otros con conjuntivitis hemorrágica aguda.

El proceso no se detuvo ahí puesto que la adopción y adaptación de tecnologías a las características de Cuba constituyó un proceso de aprendizaje y entrenamiento que permitió en un periodo no muy largo de tiempo mejorar las tecnologías importadas innovando y creando capacidades propias para la obtención de nuevos medicamentos. De hecho teniendo la máxima prioridad y dirección del Estado cubano, el Programa Biotecnológico constituye un ejemplo de transferencia tecnológica exitosa, en el sentido de que los pasos seguidos y los resultados alcanzados coinciden con lo que la ONU o cualquier Organización No Gubernamental (ONG) dedicada a la transferencia de tecnología a países pobres y en desarrollo pretende en sus Programas.

Propiedad Intelectual y transferencia tecnológica. Marco legal.

A mediados de la década del 90 a partir de un marco legislativo adecuado a las nuevas circunstancias (Ley 77 de Inversión Extranjera, 1995) se incrementan sustancialmente las inversiones de capital extranjero en el sector turístico cubano, mientras recursos propios del Estado siguen priorizando la industria biotecnológica en el campo de la producción de medicamentos.

Se produce en esta etapa alguna entrada de capital extranjero en otros sectores de la economía como la agricultura, la industria ligera, sidero-mecánica, la industria básica y, dentro de esta y en especial, en la rama geólogo minera (níquel y pequeña minería) y en la exploración y explotación de petróleo y derivados. En general en cualesquiera de las modalidades de negocios llevados a cabo a la luz de la nueva Ley de Inversión Extranjera la transferencia (importación) de tecnología en condiciones favorables constituyó un objetivo explícito de la parte cubana. Ello no resultó nada casual teniendo en cuenta que, además de lo establecido en la propia Ley 77 sobre el tema, a la par de la adecuación del marco legal para las inversiones, se fue fortaleciendo un marco legal que ha tenido en cuenta diferentes aspectos de la transferencia de tecnología directa o indirecta, soportado en lo fundamental por:

- Decreto Ley 68/1983. Reconoce como invención susceptible de ser protegida a la solución técnica de un problema de cualquier rama de la economía, la defensa, la ciencia o la técnica que posea novedad, actividad inventiva y aplicabilidad industrial. Establece las vías para la protección de los derechos de autor de las mismas, para su licencia de explotación, así como las condiciones a tener en cuenta en el proceso de transferencia de tecnología.
- Acuerdo 2823, CECM, 25/11/1994.- Contiene atribuciones y funciones del CITMA como la de establecer de acuerdo con la política científica y tecnológica nacional y en coordinación con los Organismos que correspondan las normas técnicas, los



principios y las bases metodológicas para evaluar la importación y exportación de tecnologías y su impacto económico, social y ambiental.

- Resoluc.13/1998, CITMA. Establece los requisitos para la fundamentación, evaluación y dictamen sobre transferencia de tecnología asociada a proyectos de inversión nominales propuestos en los estudios de factibilidad.
- Resoluc.157/1998, MEPLAN. Para el Perfeccionamiento de las Regulaciones Complementarias del Proceso Inversionista. Establece el Dictamen del CITMA (Agencia de Ciencia y Tecnología) sobre la transferencia tecnológica implicada en el proceso.
- Resoluc.41/1998, MINVEC. Reglamento para la contratación de personal cubano por entidades extranjeras para servicios de asistencia técnica compensada.
- Resoluc.42/1999, MINVEC. Reglamento para la contratación de personal extranjero para asistencia técnica en Cuba.
- Resoluc.404/1999, MINCEX. Normas generales para la importación de equipos de segunda mano. Para garantizar la no adquisición de tecnología obsoleta y no compatibles con las existentes en el país.
- Resoluc.14/2001, MINVEC. Procedimiento para desarrollar el proceso de negociación, presentación de solicitudes y evaluación de propuestas de inversión extranjera. Establece que la transferencia tecnológica – de existir - la aprueba la Agencia de Ciencia y Tecnología del CITMA.
- Resoluc.21/2001, MINVEC. Metodología para el Estudio de Factibilidad en una solicitud de inversión extranjera. Deroega el AN-5 y considera el análisis de la transferencia tecnológica que pueda existir.

Transferencia tecnológica en la rama geólogo minera.

El desarrollo de la rama geólogo minero, incluyendo la industria del níquel, se comportó según lo descrito al inicio. Desde los primeros años de la década del 60 comenzó la formación de geólogos, metalurgistas, mineros, químicos y técnicos en otras especialidades afines con la rama geólogo minera, fundamentalmente en la URSS y Checoslovaquia. Comenzó la transferencia de tecnología de estos países (y de todo el CAME ya en la década del 70), consistente en todas sus modalidades: procedimientos, know how, equipamiento y asistencia técnica. Mientras los profesionales y técnicos que honrosamente quedaron en el país se encargaban de mantener a la Planta de níquel de Nicaro en funcionamiento, lograban la hazaña de poner en marcha la Planta de Moa y evaluaban, adoptaban y adaptaban las tecnologías que se recibían, estableciendo estrategias para crear la base técnica e industrial necesaria para la exploración y explotación de los recursos minerales en el país. De esta manera en poco más de una década el país contó con un Servicio Geológico que a inicios de los 90 había realizado el levantamiento geológico de más del 70% de la superficie del país, se amplió la capacidad de producción de níquel en unas 30000 t/a con la construcción de la Planta Ernesto Guevara en Pta Gorda, se mantuvieron las producciones de concentrado de cobre en El Cobre y Matahambre, cromo refractario y diversos minerales industriales, entre ellos las zeolitas.

Esas estrategias incluyeron la creación de Instituciones de I+D como lo fuera el Instituto Cubano de Recursos Minerales (ICRM) el 24 de Octubre de 1961 que agrupó fuerzas dispersas de un par de Instituciones previas existentes. Tres años después, como un desprendimiento del Instituto de Geografía de la ACC de Cuba, se crea el Instituto de Geología que a la postre – 1974- se convertiría en el Instituto de Geología y Paleontología



(IGP) el que resultó clave en el desarrollo geológico acelerado que sostuvo el país hasta el inicio de los 90. El conocimiento geológico acumulado para esa fecha permitió la negociación ventajosa de hasta 52 Proyectos de explotación a riesgo con 11 Compañías extranjeras. Ello implicó la entrada al país en la actividad de exploración, de tecnologías y procedimientos actualizados en el campo del procesamiento de datos, la digitalización de los mismos, servicios topográficos, geofísicos y de perforación entre otros. Cabe destacar que, al estar disponibles y preparados los recursos humanos necesarios para adoptar estas tecnologías, las mismas fueron no solo adoptadas de inmediato, sino que la eficiencia del proceso permitió que en breve la parte cubana creara sus propias capacidades para brindar estos servicios dentro y fuera del país.

En el campo de la tecnología, con la creación temprana de capacidades que garantizaran la asimilación y desarrollo de tecnologías de procesamiento de los recursos niquelíferos, surgió en 1967 a partir de la Empresa del Níquel, el Centro de Investigaciones y Proyectos para la Industria Minero Metalúrgica (CIPIMM) el que asimiló además, de inmediato, objetivos y personal ubicados en Instituciones ya existentes vinculadas con el resto de los minerales del país: cobre, oro, plata, manganeso, minerales industriales, etc.

Desde su creación el CIPIMM estableció vínculos de cooperación en lo fundamental con las Instituciones homologas del campo socialista (Institutos Guiproniquel, Mejanobr e Irkusk en la URSS; VUK, Kutna Hora en CSSR entre otros). En sus casi cuatro décadas de existencia el Centro ha emitido más de dos mil reportes de investigación vinculados con la explotación comercial y la caracterización de los recursos minerales cubanos. Las soluciones tecnológicas propuestas han dado lugar a 46 patentes que corresponden a desarrollos de tecnologías básicas (patentes de invención) o al perfeccionamiento de las mismas (patentes de invención de adición). No obstante la cifra, no han sido numerosas las ocasiones en que se ha logrado transferir una tecnología a la industria en forma exitosa. Por una parte la arraigada resistencia al cambio y la ausencia de una cultura de innovación en la inmensa mayoría de los ejecutivos empresariales y por otra, la falta de estímulos al personal de I+D por la introducción de sus resultados, han sido la causa fundamental de esta situación.

El desarrollo y aplicación en la Emp. Cdte. Ernesto Guevara de Punta Gorda, Moa, de la tecnología de separación de níquel y cobalto en el proceso Caron, el perfeccionamiento del sistema de lixiviación en pilas de la Planta Oro Castellanos, la tecnología de producción de carbón activado a partir de carbón primario de cascarón de coco y madera, el procesamiento de los minerales de Cobre Mantua, constituyen, entre otros, ejemplos de transferencias directas exitosas. La dirección y asesoría del CIPIMM a los Proyectos ONUDI para la creación del Centro de Investigaciones de Lateritas (actual CEINIQ), Moa y de la Planta Piloto de Minerales Polimetálicos de Sta Lucía (CIMO), Pinar del Río así como la brindada de forma permanente al sector empresarial de la rama en cuanto a control y mejoramiento de procesos, sistemas de calidad, etc constituyen ejemplos de transferencia indirecta exitosa de la tecnología y el know how acumulados por este Centro en su ya larga existencia.

La apertura mencionada a la inversión extranjera en el sector geólogo minero a inicios de los 90 ante todo permitió estabilizar la producción de níquel de la planta de Moa al lograr establecer con Sherritt dos Empresas Mixtas (1994) para la producción de sulfuro de Ni+Co (en Cuba) y refinación del mismo (en Canadá). Si bien las tecnologías básicas asociadas a este negocio no variaron, es de destacar que esta alianza ha permitido hasta



hoy transferencia de tecnología y know how entre las partes, en la que Cuba se ha beneficiado en aspectos tales como los sistemas de gestión empresarial: seguridad industrial, mantenimiento industrial, comercialización, organización de la producción y los servicios, etc...).

Similar proceso ocurrió en las áreas de minería e ingeniería donde en lo fundamental la informatización de los procesos en términos de soft y hardware, equipamientos más precisos y eficientes permitieron un salto tanto en los servicios ofertados como en los sistemas de operación industriales.

PROCESO DE TRANSFERENCIA TECNOLÓGICA.

Antes de entrar en la descripción del proceso en cuestión debemos señalar que a los efectos de que la transferencia tecnológica constituya la herramienta competitiva que el título de este trabajo proclama, debemos ubicarla en términos Institucionales (léase Centro de I+D o Empresa productiva o de servicios) en un área que se ha dado en llamar Gestión Tecnológica y cuya función resumida es la de mantener, tanto en caso de que se oferten o se demanden tecnologías, un nivel de actualización de excelencia sobre la situación del mercado en relación con las tecnologías disponibles, evaluar o participar eficazmente en la evaluación de la tecnología objeto de negociación, promocionar en un caso y localizar en el otro las tecnologías disponibles así como participar activamente en el proceso negociador para la transferencia de las tecnologías de su organización en uno u otro sentido.

El proceso de transferencia de tecnología – visto desde la posición del que la oferta, que es usualmente nuestro caso – según se describe en la Fig. 1. - consta de las siguientes partes:

Propuesta de nueva tecnología. L

a evaluación preliminar de una propuesta de nueva tecnología corresponde a la Institución que ha desarrollado la innovación tecnológica, la misma usualmente es realizada a nivel de los Consejos Científicos o Técnicos existentes, con la participación del área de Gestión Tecnológica. Se somete a evaluación su funcionalidad en el campo o los campos de aplicación para los que se propone, su grado de desarrollo o terminación, su novedad en relación con las similares disponibles en el mercado, ventajas y desventajas en relación con estas.

Evaluación de mercado.

Establece el mercado potencial existente para la tecnología en cuestión. Se analiza si ya existe una demanda evidente para la misma o es preciso demostrar su necesidad. Que otras tecnologías similares existen en el mercado y como compite nuestra opción en términos de costo/beneficio.

Estrategia de protección de la Propiedad Intelectual.

Se recomienda solicitar en este aspecto la asesoría de la Oficina Cubana de la Propiedad Industrial (OCPI) o de abogados competentes en la legislación sobre el tema. El objetivo



es decidir sobre la necesidad y la modalidad de proteger la invención que corresponda a la tecnología a comercializar (patente de invención o secreto industrial) lo que depende de múltiples y complejas circunstancias como son la complejidad de la invención, las características de la rama en que se aplica, la situación del mercado, etc....

Búsqueda y selección de posibles clientes.

Es un paso de suma importancia en el proceso, de su efectividad depende no dejar fuera las mejores opciones existentes. El área de Gestión Tecnológica deberá poseer las vías y fuentes de información apropiadas para llegar a los candidatos potenciales y lograr despertar interés en la tecnología ofertada desde un primer contacto.

Acuerdo de Confidencialidad (AC) / Carta de Intención (CI).

Si los clientes potenciales contactados resultan interesados en la tecnología ofertada, invariablemente

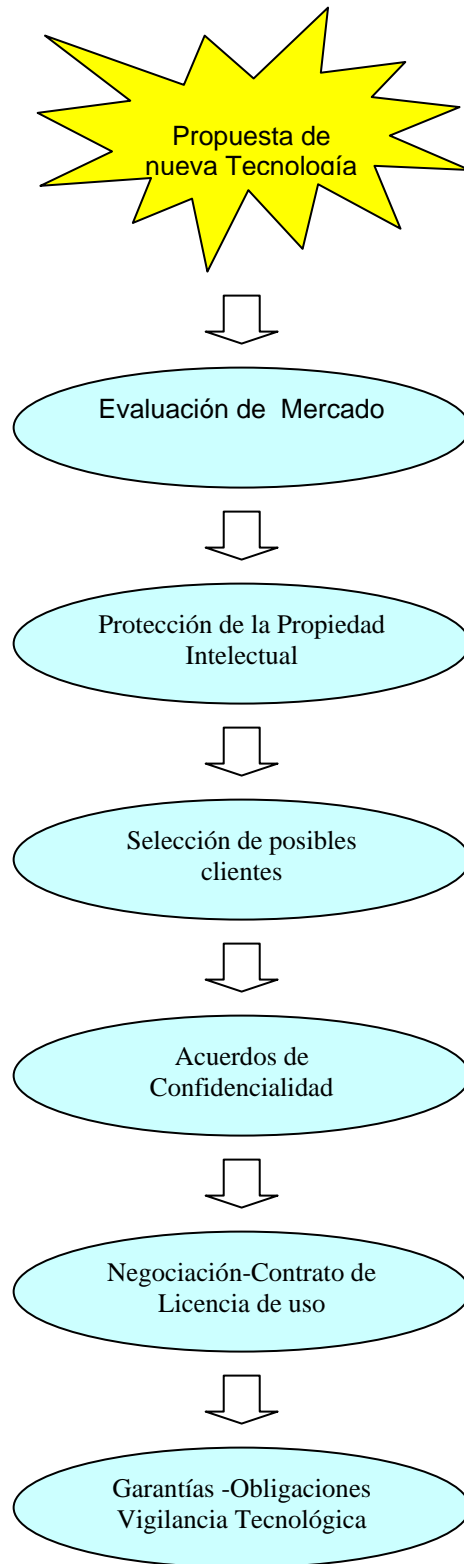


Figura 1.- Proceso de Transferencia de Tecnología



solicitarán que se les proporcione la información necesaria para evaluarla en todos los aspectos que considere de su interés. Es decisión del que oferta la tecnología limitar en mayor o menor medida la información que se entregará en esta etapa. De igual forma si ha logrado interesar a varias Compañías decidirá si procederá a firmar AC con todas y negociará en paralelo o seleccionará la mejor opción entre ellas y firmará una CI con ésta, con lo cual puede excluir al resto de acceder a la tecnología ofertada al menos hasta tanto concluya la negociación en curso.

Negociación. Contrato de Licencia de uso de Tecnología (Patente) y Know-How.

El objetivo de una negociación, al menos justa, es lograr a través de un proceso nada sencillo conciliar intereses contrarios, hacer coincidir a las partes en posiciones que los sitúen en un balance favorable con una sensación efectiva de que ambas partes ganan y que cada acuerdo es mutuamente aceptable. La negociación a nombre de una Institución implica la creación de un equipo de personas experimentadas donde tienen que estar presentes en todo momento el liderazgo, la ética y las directivas claras de los objetivos a alcanzar y ausente, siempre, la improvisación.

El resultado final de una negociación para transferencia de tecnología es el Contrato (llamado también Acuerdo o Convenio) que en este campo puede ser de dos tipos:

- Venta, en cuyo caso la propiedad intelectual sobre la Tecnología cambia de dueño.
- Licencia, donde solo se arrienda el derecho del uso del conocimiento protegido.

Por su naturaleza los Contratos de Venta son menos frecuentes. En nuestro caso preferimos los Contratos de Licencia de Uso de Tecnología (Patente) y Know-How y a esos nos referiremos.

El contenido y alcance del Contrato es variable, sin que exista una norma al respecto, pero en cualquier caso contempla aspectos legales, técnicos y financieros. Vale decir que lo que importa es que recoja la totalidad de los acuerdos y la voluntad de las partes que lo suscriben. Dejamos pues a los abogados la tarea de estructurarlo y en pro de la brevedad nos referiremos a tres aspectos cuyo alcance va más allá de los conceptos puramente legales del documento: Tipo de Licencia concedida, Valor (Precio) de la Tecnología y Forma de pago.

Tipo de Licencia:

En el caso de un contrato de Licencia sobre una tecnología protegida por patente, usualmente se involucra en la negociación el know-how asociado a la misma y de esta forma se declara como un “Contrato de Licencia de Patente y know-how”, en cuyo caso el receptor de la Tecnología (Licenciatario) tiene buen cuidado de que el que otorga la Licencia (Licenciante) describa debidamente los conocimientos que corresponden al know-how en anexos o suplementos al Contrato negociado. Si el Contrato resulta de una negociación de una tecnología o procedimiento protegido como secreto industrial, todo se considera know-how.



La Licencia a su vez podrá estar condicionada en variadas formas (Ramsay, 1996) y podrá ser:

No Exclusiva:

El Licenciatario tiene el derecho del uso de la patente pero el Licenciante mantiene el derecho de usar la misma para sí y/o negociarla con terceros.

Exclusiva:

Sin que medie condición negociada el término implica que adquiere los derechos de uso exclusivos de la patente excluyendo al Licenciante así como también a terceras partes. Si este último desea mantener algún derecho de uso sobre la patente deberá expresamente aclararlo al momento de la negociación. A veces se suele dar la exclusividad al Licenciatario mientras que el Licenciante mantiene el derecho de uso pero no puede otorgarlo a terceros.

Exclusividad Limitada:

La condición puede ser restringida especificando en cada caso:

- a.- campos de aplicación.
- b.- métodos de comercialización y distribución.
- c.- áreas de venta.
- d.- períodos de tiempo.
- e.- niveles de producción o de ventas.

Valor (Precio) de la Tecnología.

Por cuanto esta valoración es la referencia para el pago al Licenciante, resulta evidentemente uno de los aspectos más difíciles de abordar en la negociación. De manera absoluta podemos afirmar que no existe un método mas apropiado que otro para evaluar una tecnología. De hecho en distintas circunstancias una misma tecnología puede alcanzar distintos valores. Si bien es factible estimar los beneficios que en condiciones de aplicación industrial puede generar una tecnología en cuestión, el valor de la misma será siempre en una negociación, la justa confrontación del balance del riesgo-beneficio estimado por cada una de las partes. Mientras más alto el riesgo menor será el % del beneficio que le corresponderá al valor de la tecnología en sí.

Los siguientes factores, entre otros, suelen ser tenidos en cuenta en dicho balance:

Seguridad en la protección de la Propiedad intelectual.



Las tecnologías, usualmente son protegidas por Patente o Secreto industrial. La Patente no siempre resulta ser la mejor variante para evitar el acceso de la competencia a la información requerida para realizar desarrollos ulteriores inevitables a la tecnología ya que el proceso de protección en si mismo implica publicar información sensible a la que se tiene fácil acceso. Por otra parte el Secreto industrial, si bien no impide el desarrollo y uso de la tecnología de forma independiente, dependiendo de cuan bien se proteja la información, pudiera quizás ser eficaz en el caso de tecnologías sencillas, fáciles de copiar y mejorar. El mensaje es que cuanto más esté protegida la tecnología que se oferta del acceso de los competidores a la misma, menor será el riesgo al invertir en ella.

Grado de desarrollo de la Tecnología.

Aun cuando es posible en el campo de la negociación de las tecnologías hasta negociar una idea no probada experimentalmente, a los efectos de este trabajo, consideraremos tres niveles de desarrollo que se explican por si mismos y se ordenan en orden decreciente de riesgo:

- a.- Investigación a nivel desde laboratorio a escala de banco.
- b.- Investigación a escala piloto.
- c. Aplicación a nivel industrial.

En relación con el desarrollo de la tecnología si bien a veces se menciona el costo asociado a la etapa investigativa hasta el momento de la negociación, lo que se considera más relevante es el costo que pudiese corresponder a Programas de comprobación que ambas partes acepten como imprescindibles antes de pasar a la aplicación industrial de la tecnología.

Precios de referencia.

Si fuese posible obtener, para una tecnología similar en condiciones similares, el precio establecido, por supuesto que esta referencia seria de las más útiles en el proceso de valoración; solo que en la practica este caso es casi "ideal" pues ni existen fuentes confiables con tal información, ni sería posible, de obtenerla, realizar un análisis que tuviese en cuenta tantos factores variables entre dos escenarios distintos. No obstante lo anterior no es ocioso realizar algún esfuerzo en esta dirección.

Beneficios estimados del Licenciario.

Como mencionábamos antes, es factible establecer por las partes parámetros que permitan, utilizando modelos económicos apropiados, estimar los beneficios que en condiciones de aplicación industrial puede generar la tecnología. Esta estimación pudiera complicarse en el caso de una tecnología que se aplica como parte de un proceso existente, al no existir consenso en cuanto a que parte del beneficio corresponde a la tecnología de manera independiente sin la influencia de la base industrial existente.

Una vez de acuerdo en los beneficios obtenidos por el uso de la tecnología un método usualmente empleado es el conocido como la Regla del 25% (Technoogy Transfer



Manual, 1993) que establece el pago de regalías al Licenciante en un valor porcentual (%) sobre la ventas netas que corresponda al 25% de las ganancias antes de impuestos obtenidas por el Licenciatario producto del uso de la Tecnología adquirida.

La misma fuente describe además la Regla del 50% en donde una participación de hasta esta cifra –o más- en la ganancia por ventas se le confiere al Licenciante en el supuesto que:

- a.- En el momento de la aplicación de la tecnología solo exista el 50% del riesgo total considerado. (50% de la ganancia)
- b.- Si el Licenciante introduce la Tecnología a escala industrial y la entrega comprobada y lista para su explotación comercial. (50% de la ganancia)
- c.- Si el Licenciante participa en los costos y el riesgo de los trabajos preliminares para el desarrollo del mercado asociado a la tecnología. (+ de 50%)

La existencia de ambas reglas es una indicación de cuan flexibles pueden ser las consideraciones de valoración de la tecnología, tomando como referencia el beneficio obtenido en función de factores cuya estimación dependerá de la experiencia, los intereses, las características y la voluntad de las partes.

Aunque resulta algo compleja en su aplicación, a modo de referencia, podemos ver como otra opción – o intento - de valoración, una fórmula “teórica mixta”, descrita por Dueñas (Dueñas, 2004), utilizada para la estimación, en China, del precio de la tecnología a negociar por una Empresa. En la misma se consideran, además de los beneficios estimados del Licenciatario, algunos de los factores anteriormente mencionados.

$$PT = \frac{G + S + CC}{1 - r} + P \sum_{1}^n \sum_{1}^t \Delta M$$

PT = Pago por la tecnología.

G = Gastos de la investigación en insumos.

S = Salarios.

CC = Costos de capital utilizado en la investigación.

r = Riesgo promedio en el desarrollo de la tecnología.

N = número de Empresas que usan la tecnología.

t = Tiempo en años de uso de la tecnología por parte de la Empresa.

P = Participación del Licenciante en las utilidades del Licenciatario.



ΔM = Incremento en la tasa de utilidades por el uso de la tecnología.

Características del mercado.

Las siguientes características, entre otras, deben ser consideradas:

- a.- Cuan revolucionaria e innovadora puede resultar la tecnología en cuanto a asegurar su inmediata demanda y su perdurabilidad.
- b.- Tamaño y especificidad del mercado.
- c.- Características de la competencia.
- d.- Tiempo estimado en que pueda surgir una tecnología similar.
- e.- Afectaciones posibles por regulaciones comerciales locales aplicables.
- f.- Dificultades con la repatriación de dinero desde el país que se aplica.
- g.- Requerimientos técnicos locales que afecten la aplicación (materias primas disponibles, voltajes de las redes, etc.).
- h.- Cuan específica o universal resulta la tecnología en términos de ser empleada en una o más ramas industriales.

Forma de pago.

Mientras mas ventajosa en términos de riesgo sea para el Licenciatario la forma de pago mayor será el precio. Esto es, mientras menos sea el pago inicial y más gradual y diferido el resto; participación accionaria del Licenciante en la compañía a cuenta del precio de la Licencia, etc.

Tipo de Licencia.

Mientras más beneficiosa y menos restrictiva sea esta para el Licenciatario mayor será su precio.

Forma de pago.

La forma en que se efectúen los pagos correspondientes al valor de la tecnología va a depender de su impacto económico en el proceso y de la forma en que tal aspecto se evalúe y acuerde en la negociación, por ello no existe una fórmula para establecer la "mejor" forma de pago. Un análisis detallado del tema puede verse en la monografía de Ramsay sobre Transferencia tecnológica y Licencias (Ramsay, 1996)

De manera general se emplean tres formas de pago por la licencia de una tecnología:



Pago de una vez (Lump sum):

Constituye una forma muy simple de realizar la obligación de pago y en particular se condiciona al cumplimiento de un objetivo medible en la aplicación de la tecnología (alcanzar tales o más cuales parámetros técnico económicos), a una fecha o una acción específica (tantos días después de la firma del Contrato o después de haberse cumplido tal o más cual requisito).

Las condiciones del “Pago de una vez” en general son mas beneficiosas para el Licenciante el que no tiene que preocuparse de efectuar cobros posteriores a la exitosa aplicación de la tecnología, recibiendo de inicio una inyección de capital para la continuación de sus operaciones. Resulta evidente que poner de acuerdo a las partes sobre una suma específica –sobre todo al Licenciatario- solo se logra cuando la naturaleza de la tecnología y el proceso permiten, en la comprobación de la aplicación o temprano en el arranque de la misma, estimar cifras de beneficio económico a largo plazo con un rango de confiabilidad aceptable.

Pago de regalías (Royalties):

Es una forma más complicada de pago para ambas partes pero en términos generales, dadas las condiciones que pueden establecerse en el ciclo productivo a cualquier plazo y sobre cualquier parámetro, permite un balance entre los riesgos de las partes. Diferentes tipos de regalías pueden mencionarse:

- a.- Suma fija por unidad producida: Al no considerar los costos del ciclo de producción y ventas, suele ser ventajosa para el Licenciante.
- b.- % fijo sobre ventas netas: Es una forma que tiene más en cuenta el éxito comercial de las ventas en función de la tecnología transferida y que en sentido general balancea aceptablemente los riesgos y los beneficios de las partes. La principal dificultad radica en llegar a un acuerdo en cuanto a lo que se deducirá de las ventas brutas incluidos los costos de producción.
- c.- Sumas variables: En función de consideraciones específicas en cuanto al mercado, las cantidades a pagar pueden disminuir o aumentar según se llegue a un nivel de ventas dado.
- d.- Suma fija: Teniendo en cuenta el valor relativo de la tecnología y los intereses de las partes se pueden establecer cantidades mínimas anuales que le garanticen al Licenciante una remuneración aceptable aun cuando el Licenciatario incurra, por su propia responsabilidad, en errores de aplicación de la tecnología. Por otra parte cifras tope máximas pueden ser establecidas que cubran al Licenciatario en caso de una comercialización excesiva en la que el Licenciante no ha participado.

Compensaciones no monetarias:



Es posible llegar a acuerdos no monetarios beneficiosos para las partes que dependen en general de la solidez empresarial que demuestre el Licenciatario y al urgencia de capital del Licenciente, entre otros aspectos:

- a.- Participación accionaria del Licenciente en el negocio del Licenciatario.
- b.- Fondos para investigaciones, entrenamientos y formación docente en general de interés del Licenciente.
- c.- Nombramientos en Juntas Consultivas de la Empresa que aplica la Tecnología, lo que permite al Licenciente estar en contacto permanente con los desarrollos ulteriores que, en la práctica, pueda tener la misma.
- d.- Derechos preferentes sobre los perfeccionamientos y mejoras en términos de realizarlos y a la vez poder otorgar licencias de uso.

Combinación de formas:

Resulta evidente que nada impide que, de acuerdo a las características específicas de cada caso, las partes puedan establecer formas de pago combinadas que incluyan las mencionadas y otras de forma conveniente, esto es: Pago inicial más regalías, Anticipo sobre regalías, Pago inicial y participación accionaria, etc.

CIPIMM. PROYECCIÓN DE SU GESTIÓN TECNOLÓGICA.

Conciente del potencial de comercialización que dentro y fuera del país generan 46 patentes concedidas y una valiosísima información contenida en mas de 2000 reportes de I+D de diferentes alcances y temáticas, el CIPIMM creó hace tres años un área de Gestión Tecnológica cuya actividad recae sobre cinco especialistas altamente calificados y cuya función, entre otras, es la promoción y comercialización de tecnologías generadas en el Centro. La base de datos existente ha permitido la actualización y adaptación de resultados existentes a los requerimientos del mercado actual de tecnologías.

Los años de relaciones de servicios y cooperación con otras Empresas e Instituciones dentro y fuera del país ofrecen canales de comunicación efectivos para la promoción de nuestras ofertas a lo que se suma la emisión mensual vía electrónica del Boletín INFOMIN.

Lo anterior ha permitido que al momento de la redacción de este trabajo existan dos tecnologías en proceso de comprobación y negociación en el país y una en el extranjero, mientras se preparan otras prometedoras ofertas.

BIBLIOGRAFÍA.

- Agenda 21, Conferencia Naciones Unidas para Medio Ambiente y Desarrollo, Secc. IV, Cap.34: <http://www.rolac.unep.mx/agenda21/esp/ag21es34.htm-34k>
- Dueñas Henry, 2004. Gerencia y Negociación de Tecnología. "La variable tecnológica como ventaja competitiva para los innovadores". p 28, 29: <http://www.eafit.edu.co>



- García F., Chassagnes O., 2003. Políticas de Innovación en Cuba: Una revisión de las políticas aplicadas en el desarrollo de la Industria Biotecnológica asociada a la salud: <http://www.campus-oei.org/revistactsi/numero6/articulo07.htm-86k>
- Glosario del Sistema de Ciencia e Innovación Tecnológica: <http://www.bvst.sld.cu/html/es/glosario.htm/-24k>
- Ramsay, John T., Dec 1996. Technology Transfer and Licensing. Butterworths Canada Ltd. p 133, 167.
- Technology Transfer Manual., 1993., Association of University Technology Managers, Inc: VII, Ch 4, p 28.



APLICACIÓN DE LA TECNOLOGÍA DE AGLOMERACIÓN, LIXIVIACIÓN, PRECIPITACIÓN CON POLVO DE ZINC METÁLICO Y FUNDICIÓN DE CEMENTOS A LOS DEPÓSITOS DE PLATA DE SANTA LUCÍA.

Ing. Edilia García Sánchez⁽¹⁾, Ing. Esteban Jiménez Jiménez⁽¹⁾, Ing. Juan C. Pérez Mesa⁽¹⁾, Ing. Eduardo T. Royero⁽¹⁾

(1) Empresa GEOMINERA Pinar del Río, km 1 ^{1/2} Carretera a Santa Lucía, Minas de Matahambre, P. del Río. Cuba, E-mail: geomstal@pri.minbas.cu.

RESUMEN

Dada la Necesidad que existía en la Zona de prolongar la vida de la Planta Oro Castellanos y así facilitar las posibilidades de empleo de los trabajadores de la Planta y por resultados preliminares de Oro y plata que existían en dichos depósitos, se propuso realizar una investigación a escala de laboratorio para conocer las posibilidades de extraer plata, por los resultados obtenidos se realiza un estudio de factibilidad, el cual arroja resultados satisfactorios y se procede a aplicar la tecnología de Aglomeración, Lixiviación, precipitación con polvo de Zinc y Fundición de cementos de Plata.

La aplicación de dicha tecnología se realizó con la mayor eficiencia posible, obteniéndose resultados muy alentadores.

La recuperación total planificada para estos depósitos fue de 42 % y se obtuvo un 47 %.

En el caso de la precipitación se planificaron índices de consumo los cuales se comportaron 8 veces por debajo. Esto significa que la eficiencia económica obtenida en dicha investigación es notable.

Para la realización de dicho trabajo se utilizaron las instalaciones de laboratorio de CIPIMM y las existentes en la Planta Oro Castellanos.

ABSTRACT

Given the Need was existing in the Zone of extending the life of the Plant Castellanos Gold and thus to facilitate the possibilities of employment of the workers of the Plant and by preliminary Gold and silver results, that were existing in said deposits, was proposed to accomplish an investigation to laboratory scale to know the possibilities of extracting silver, by the obtained results is accomplished a study is feasibility, the one which throws satisfactory results and is proceeded to apply the Agglomeration technology, jig leaching and silver cements.

The application of such technology was accomplished with the greater possible efficiency, being obtained resulted very encouraging.

The total recover planned for these deposits was of 42 % and was obtained a 47 %.

In the case of the rainfall was planned consumption indexing those, which were behaved 8 times by below.

This means that the economic efficiency obtained in such investigation is notable.

For the said work accomplishment were used the laboratory facilities of CIPIMM and the Gold Plant Castellanos.

DESARROLLO

El mineral extraído de los depósitos de Plata Santa Lucía por retroexcavadoras y camiones es transportado hacia la planta de trituración donde el mismo es triturado en dos etapas de trituración. La Primera que reduce el material de 600 mm hasta – 50 y la segunda etapa que lo reduce a –25 con una zaranda vibratoria en la segunda etapa que clasifica el material que esté por encima de +25. En esta etapa de Trituración se le adiciona un agente aglutinante que es el Cemento(6.5kg/ton) y la Cal 3.5kg/ton) como agente regulador del medio para un posterior trabajo con cianuro de sodio. El



material es transportado por bandas transportadoras a los patios de formación, que a traves de una banda apiladora se forman las pilas o montones. Estas deben tener una altura aproximada de 2 m, un largo de 100 m y un ancho de 45 m el material debe poseer una humedad del aglomerado entre 12-13,5 % aproximadamente. Después de 72 h de curado del pelet, se procede ha montar la irrigación, donde se colocan mangueras y goteadores a 75 cm² cada uno creando una red necesaria para obtener una taza de 25 l/m²/h que fue la determinada por la investigación primaria.

Estos licores que se irrigan deben tener una concentración de cianuro de 0.20 - 0.3 g/l, un PH de 10 - 11.5. El producto de la lixiviación es colectado a traves de canales en los fosos de licor rico, el cual es enviado a traves de bombas a la planta de cementación, este licor pasa a traves de los clarificadores donde se eliminan un gran por ciento de las impurezas coloidales que en ellas existen, posteriormente pasa a la torre de aeración donde se le elimina el oxigeno a la solución pues el mismo es muy perjudicial porque provoca la oxidación del zinc metálico. Pasado este proceso se le adiciona una emulsión de Cianuro concentrado, Zinc metálico y nitrato de plomo la cual es inyectada a la solución de oro y plata la cual provoca el proceso de precipitación. El metal precipitado se deposita en los filtros prensas y cada 10 días aproximadamente es descargado el precipitado.

El precipitado es enviado al área de fundición donde se le toman las muestras pertinentes para su caracterización y balance, posteriormente se seca y se procede a su fundición, la cual se realiza en hornos basculantes. El proceso de fundición se realiza con dos horas y media por cada carga, la conformación de las cargas se realiza en dependencia de las características del precipitado. Los fundentes y materias primas que se utilizan para la fundición son los siguientes:

Carbonato de sodio

Tetraborato de sodio

Nitrato de sodio

Fluoruro de Sodio.

Arena sílice

Diesel o mezcla

Hormigón refractario.

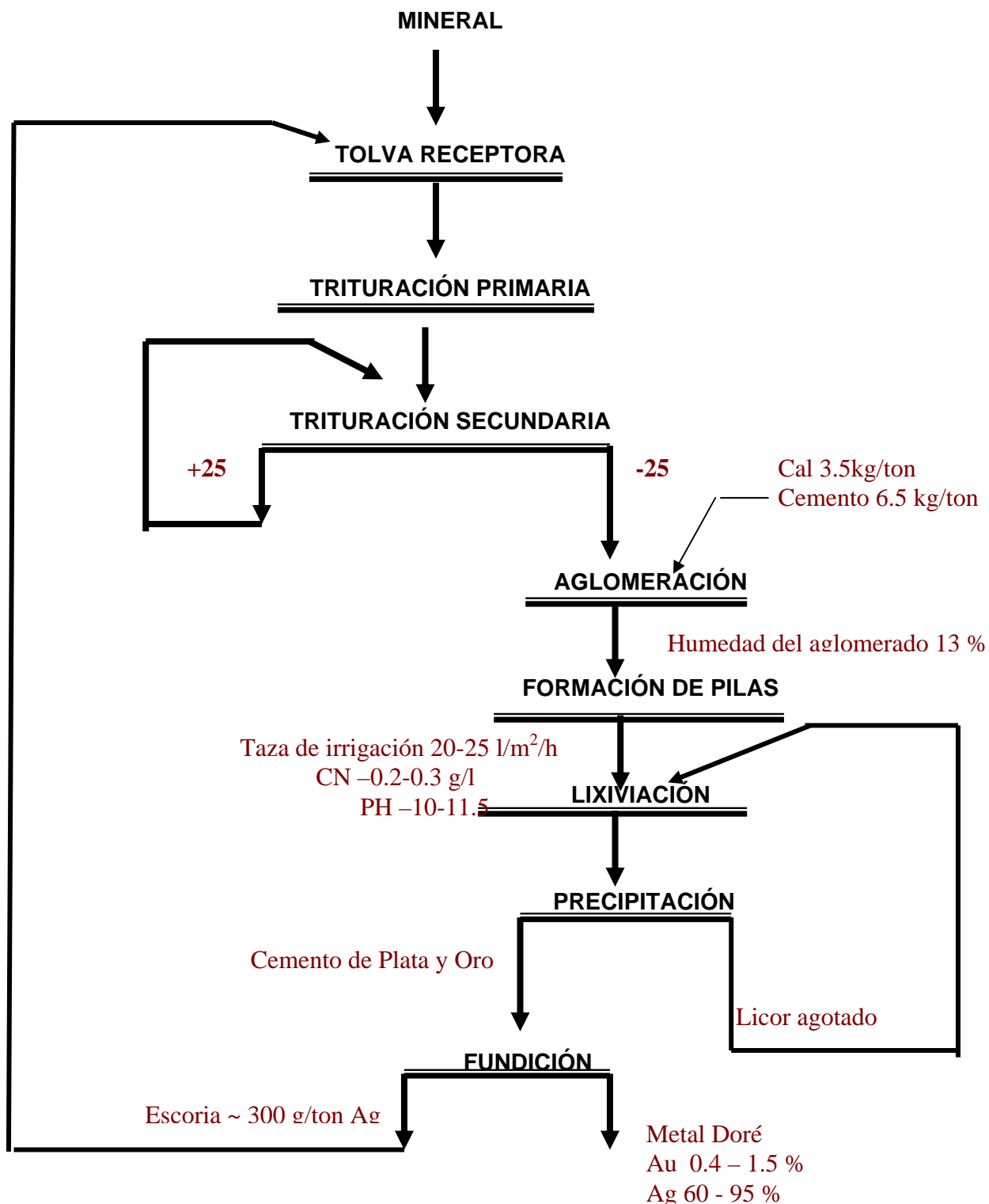
En cada punto de muestreo establecido en el gráfico de control analítico se tomaron las muestras pertinentes para realizar los balances metalúrgicos y la evaluación del proceso final.

Para la realización de los cálculos en la prueba se tomó como base la pila - 1, a la cual le fue hecho un muestreo en la salida según grafico de control analítico, los licores de cada pila que se encontraban trabajando en ese momento también fue evaluada y mezclados para el pase al proceso de precipitación. Según los por cienitos de salida de oro y plata de cada pila con respecto al total se evaluó el proceso de precipitación y de fundición ya que estos se mezclaron y no era posible su evaluación de otra manera.

El flujo tecnológico empleado para la prueba fue el que ya existía en la planta castellanos del cual le presentamos esquemáticamente a continuación.



FLUJO TECNOLÓGICO PARA LOS DEPÓSITOS DE PLATA SANTA LUCÍA





PARÁMETROS TECNOLÓGICOS OBTENIDOS EN DICHA PRUEBA

Tabla I. Trituración

INDICADORES	U/M	
Toneladas húmedas	Ton	8403
Humedad promedio	%	9.88
Toneladas secas	Ton	7573
Ley de Plata	g/ton	152.71
Ley de Oro	g/ton	0.6
Plata contenida	Kg	1156.47
Oro contenido	Kg	4.5438
Cemento Consumido	Ton	50.21
Cal consumida	Ton	24.1
Cianuro Consumido	kg	4312.7
Índice de consumo de Cemento	Kg/ton	6.63
Índice de consumo de Cal	Kg/ton	3.18
Índice de consumo de Cianuro	Kg/ton	0.57
Altura promedio de la pila	m	1.93
Área superior	m ²	2237
Área inferior	m ²	2862
Tiempo de Formación	Días	10

Tabla II. Lixiviación (Solamente de Pila 1)

INDICADORES	U/M	
Volumen Irrigación	m ³	22567
Concentración de Plata promedio	g/m ³	1.44
Concentración de Oro promedio	g/m ³	0.13
Volumen Salida	m ³	22567
Concentración de Plata promedio	g/m ³	30.71
Concentración de Oro promedio	g/m ³	0.23
Plata Lixiviada	Kg	660.5
Oro Lixiviado	Kg	2.22
Tiempo de lixiviación Efectivo	Días	27.3
Recuperación de Plata	%	57.11



Recuperación de Oro	%	48.77
Flujo Masico	m3/ton	2.98

Tabla III. Precipitación.

INDICADORES	U/M	
Volumen Procesado	m3	64844.26
Concentración Entrada		
Plata promedio	g/m3	23.82
Oro promedio	g/m3	0.34
Concentración Salida		
Plata promedio	g/m3	0.08
Oro promedio	g/m3	0.09
Plata Precipitada Total	kg	1539.59
Oro Precipitado Total	kg	15.96
Recuperación de Plata	%	99.68
Recuperación de Oro	%	72.18
Plata P-1	kg	653.87
Oro P-1	kg	2.07
Plata P-2	kg	795.51
Oro P-2	kg	2.48
Plata P-3	kg	32.95
Oro P-3	kg	0.20
Plata P-4	kg	57.27
Oro P-4	kg	11.21
Consumo de Zn	kg	2179.32
Índices de Consumo Zn /g Ag	gZn/g Ag	1.42
Tiempo de Precipitación Efectivo	Días	34.2

En esta tabla se refleja un resumen de la precipitación comprendida en la etapa que se desarrollo la lixiviación de pila 1, por tanto todos los licores fueron mezclados y según las salidas de las pilas perteneció a cada una los por cientos siguientes:

Tabla IV. Comportamiento por pilas de los por cientos

	P-1	P-2	P-3	P-4	
Plata %	42.72	51.45	2.09	3.75	100.00
Oro %	15.49	15.54	1.28	67.69	100.00



Tabla V. Fundición

INDICADORES	U/M	
Peso de Cemento Húmedo	kg	5412.20
Humedad	%	49.21
Peso de Cemento Seco	kg	2749.06
Contenidos	%	
Plata	%	56.84
Oro	%	0.57
Plata Contenida	kg	1562.59
Oro Contenido	kg	15.76
CONSUMOS		
Carbonato de sodio	kg	2727.00
Tetraborato de sodio	kg	1975.00
Nitrato de sodio	kg	119.60
Fluoro de sodio	kg	120.20
Arena sílice	kg	96.00
Diesel	L	7000.00
Índices de Consumo		
Carbonato	kg/kgAg	2.09
Bórax	kg/kgAg	1.51
Nitrato de sodio	kg/kgAg	0.09
Fluoruro de sodio	kg/kgAg	0.09
Arena Sílice	kg/kgAg	0.07
Diesel	L/kgAg	5.37
Resultados de la fundición		
Peso Dore Obtenido	kg	1528.00
Plata	%	85.34
Oro	%	0.95
Otros	%	13.72
Plata Contenida	kg	1303.93
Oro Contenido	kg	14.49
Recuperación de Plata	%	83.45
Recuperación de Oro	%	91.92
Tiempo de Fundición	Días	16
Plata Correspondiente L-1	kg	557.03
Oro Correspondiente L-1	kg	2.24
Plata Correspondiente L-2	kg	670.84



Oro Correspondiente L-2	kg	2.25
Plata Correspondiente L-3	kg	27.26
Oro Correspondiente L-3	kg	0.19
Plata Correspondiente L-4	kg	48.85
Oro Correspondiente L-4	kg	9.81

Los por cientos considerados para cada pila son los mismos que los que se tuvieron en cuenta en la precipitación.

Tabla VI. Gastos incurridos en la corrida tecnológica

No	INDICADORES	U/M		
1	PRODUCCIÓN DE PLATA	(Kg)	557.03	
2	PRODUCCIÓN DE PLATA EQUIVALENTE	(Kg)	159.10	
			Físico	Valor \$
3	ENERGÍA ELÉCTRICA	(mw)	93.11	8803.07
4	DIESEL	L	8658.38	4069.44
5	GASOLINA	L	404.84	210.52
6	TOTAL DE COMBUSTIBLES			4279.96
7	CAL	ton	24.21	1243.22
8	CEMENTO	ton	50.21	3340.47
9	ZINC EN POLVO	Kg	788.49	2335.13
10	NITRATO DE PLOMO	Kg	111.41	219.47
11	DECALITE 477	Kg	194.96	92.12
12	PEROXIDO DE HIDROGENO.	L	278.52	222.81
13	BORAX	Kg	843.71	919.64
14	FLUORITA	Kg	51.35	30.36
15	CARBONATO DE SODIO	Kg	1164.96	390.61
16	NITRATO DE SODIO	Kg	51.09	35.76
17	ARENA SILICE	Kg	41.01	0.00
18	GOTEADES	U	5570.31	305.81
19	ÁCIDO CLORHÍDRICO	Kg	16.71	105.45
20	PAÑOS DEL FILTRO	U	104.72	356.05
21	PAÑOS DE CLARIFICADOR	U	5.40	68.08
22	REFRACTARIO	Kg	2924.41	4641.04
23	CARBÓN VEGETAL	Sacos	17.27	212.40
24	GASTOS DE PHT	\$	118.65	118.65
25	INSUMOS DE PLANTA	\$	659.23	659.23
26	GASTOS DE MTTO	\$	278.52	278.52
27	GASTOS DE MATERIALES			15574.81
28	TOTAL OTROS GASTOS	\$		2464.24
30	GASTOS DE LABOR.	\$	2124.45	2124.45
31	CAPACITACIÓN	\$	200.53	200.53



32	SALARIO	\$	10412.74	10412.74
33	IMPUESTO SOBRE SALARIO	\$	3587.49	3587.49
34	OTROS GASTOS DE SERVICIO	\$	4468.61	4468.61
35	AMORTIZACIÓN	\$	3485.15	3485.15
36	GASTOS DE MINERÍA	\$	13555.67	13555.67
	TOTAL DE GASTOS	(M\$)		66631.75

Tabla VII. Balance total obtenido

Toneladas secas	Ton	7573
Ley de Plata	g/ton	152.71
Ley de Oro	g/ton	0.6
Plata contenida	Kg.	1156.47
Oro contenido	Kg.	4.5438
Plata Fundida	Kg	557.03
Oro Fundido	Kg	2.24
Recuperación Total de Plata	%	48.17
Recuperación Total de Oro	%	49.38

EFFECTO ECONÓMICO

Para el calculo económico de todos los depósitos se toma como costo 3.45 usd/onza ya que la prueba se realiza solo para el depósito IV y los restantes depósitos poseen características químicas que encarecerán la onza

Considerando todos los depósitos tendría el efecto económico siguiente:

Reservas totales = 305511 ton
 Ley promedio de Ag = 154 g/ton
 Ley Promedio de Au = 0.45g/ton
 Plata contenida = 47.048 Ton
 Oro contenido = 137.48 kg

Recuperación planificada para todo el Yacimiento 42 % para plata y 42 % para oro.
 Plata recuperable 19.76 ton = 635284 onz
 Oro Recuperable 57.74 kg = 1856.37 onz

Valor real de la venta considerado para el cálculo:

Plata = 6.55 usd/onz

Oro = 396.12usd/onz

Tendríamos en todos los depósitos los ingresos siguientes:

Por plata 4161110.2usd = 4.16millones

Por Oro 735345.2844 usd = 0.735 millones

Total de ingresos 4.896 millones



Considerando los kilogramos de oro como plata equivalente tendríamos **112266.46 Onz**
Entonces tendríamos un total de onzas de Plata de **747550.46 onzas**
Si consideramos el costo de la Onza obtenido en la Prueba que fue de **3.45\$/ Onzas** tendríamos que el total de gastos serian de **2.58 millones**, por tanto el beneficio sería de **2.316 millones**

EFFECTO SOCIAL.

- Prolonga el tiempo de utilización de la Planta Castellanos
- Posibilidades de empleo para mas de 125 trabajadores directos y mas de 300 indirectos.
- Posibilidades de liquidez financiera para operar en la Empresa GEOMINERA Pinar del Río.
- Se mantiene activa toda una infraestructura de transporte que favorece al entorno de la localidad.

EFFECTO AMBIENTAL

Protección del medio ambiente, por eliminar mineral sin reforestar y que vertía al medio licores ácidos.

CONCLUSIONES

1. El mineral de plata de los depósitos de Santa Lucía, son lixiviables.
2. Se puede emplear la Planta ya existente en Castellanos para su procesamiento.
3. Las recuperaciones de oro y plata son aceptables si tenemos en cuenta que el método empleado es el hit leeching.
4. Se posibilita el empleo a los antiguos trabajadores de Castellanos.
5. Se elimina una parte de la generación ácida de los depósitos Santa Lucía.

BIBLIOGRAFÍA

1. H.H CEBREUCB, B.A. CUZMIN, E.B. CHELICEB. Metalurgia general 1954 (CCCR) p 436 .. p 468.
2. Manual de operaciones Castellanos (Cuba) 1999.



RESULTADOS DE LA LIXIVIACIÓN POR PERCOLACIÓN DE LAS MENAS DE PLATA SANTA LUCIA, DEPÓSITO IV A ESCALA PILOTO Y SEMIINDUSTRIAL.

Mercedes Hernández Pedro⁽¹⁾, Carlos Navarrete⁽¹⁾, Dania Álvarez, Misael Pérez⁽¹⁾, Rigoberto Rodríguez⁽¹⁾, Antonio Sanabria⁽¹⁾, Biberto Jiménez⁽¹⁾, Nílcida Álvarez⁽¹⁾, Rubén Alcalá⁽¹⁾, Edilia García⁽²⁾

(1) Centro de Investigación para Industria Minero-Metalúrgica, Carretera de Varona K11/2 No. 12028, Boyeros, Ciudad de la Habana, Cuba, E-mail cipimm@ip.minbas.cu

(2) Empresa Geominera Pinar.

RESUMEN

La posibilidad de explotar las reservas de plata de la zona de Santa Lucía unido a la disponibilidad de instalaciones para la lixiviación en pila de estas menas fueron la base para el estudio en columnas piloto en una muestra del depósito IV Plata Santa Lucía.

La muestra estudiada presentó un contenido mayor de plata y cinética de disolución más alta que la muestra evaluada a escala de laboratorio, (CIPIMM, 2002).

Durante la investigación se analizó el comportamiento de la recuperación de la plata y los efectos de la compactación de la cama de mineral así como la reducción de los índices de consumo de reactivos.

El porcentaje de material fino fue alto, en la muestra tecnológica por lo cual fue necesaria la aglomeración.

El estudio de la aglomeración del material indicó unos índices de consumo de cemento y cal 7 kg/t y 4,5 kg/t respectivamente para producir un material aglomerado con buenas propiedades, obteniéndose disminución en el consumo de cemento.; con relación a la muestra tratada a escala de laboratorio, se alcanzaron índices de estabilidad (IE) y resistencia (IR), cercano a los valores óptimos.

Se observó en general que la lixiviación de la muestra estudiada en la escala piloto fue superior al 60 %; en cambio a escala semi-industrial se obtuvo un 49 % de recuperación.

Los índices principales de la percolación para el procesamiento fueron: contenido de plata medio recalculada de la muestra 199,3 g/t, flujo de percolación de 25 L/m².h, tamaño de roca de 20 mm., Con estos índices se obtuvo una recuperación de plata de 63,6 % para una altura de cama de 2 m, 1 g/L de Na CN y una compactación de la cama de mineral de 14 %.

ABSTRACT

The exhaustion of the gold mineral for their exploitation and processing in the Pinar Geomining Enterprise, marked a crucial point in the economic and social life in the mining zone of Santa Lucía. The search for new resources was an important task for the technicians of the Research Center for Mining and Metallurgy (CIPIMM) and the Pinar Geomining Enterprise.

The existence of silver reserves, the existing facilities in the Enterprise and the results obtained during the laboratory researches carried out for four (4) deposits in the CIPIMM for the heap leaching of the silver deposits, was the base of the study of pilot columns of a sample from the IV deposit of silver from Santa Lucía, and their further use in a semi-industrial lot.

The sample studied presented a higher silver content and a dissolution kinetics higher than the sample evaluated before at lab scale (CIPIMM 2002).

During the investigation it was analyzed the behavior of silver recovery and the effects of compaction of the mineral bed as well as the reduction of the reagents consumption indexes.



The percent of fine materials was high in the technological sample, so it was necessary to carry out agglomeration.

The agglomeration study of the material indicated indexes of cement and lime consumption of 7 kg/t y 4,5 kg/t respectively to produce an agglomerated material with good properties, obtaining a diminish in the cement consumption. Regarding the sample treated at lab scale, it achieved stability indexes (SI) and a Resistance Index (RI), close to the optimum values.

In general, it was observed that the leaching of the studied sample was higher than the 60%.

The main indexes of percolation for the process were: with a recalculated medium content silver sample of 199,3 g/t of silver, a percolation flow of 25 L/ m².h with a rock size of 20mm, we obtained a silver recovery of the 63,6% for a bed height of 2m with 1 g/L of NaCN and a compaction of the bed mineral of 14%.

INTRODUCCIÓN

El agotamiento de los minerales de oro para su explotación y procesamiento en la Empresa Geominera Pinar; marcó un punto crucial en la situación económica social de la zona minera de Santa Lucia.

La búsqueda de nuevos recursos fue una tarea importante acometida por técnicos del Centro de Investigación para la Industria Minero-Metalúrgica (CIPIMM) y la Empresa Geominera Pinar.

La existencia de reservas de plata,(Tabla 1), las instalaciones existentes en la Empresa y los resultados obtenidos durante las investigaciones de laboratorio a cuatro depósitos de plata realizadas en el CIPIMM por la lixiviación en pila (Azañero,O.A,2001, Lewis, A.,) de las menas de plata, fueron la base para el estudio de las columnas piloto(Haws, Sher,1986) en una muestra del depósito IV Plata Santa Lucia y su posterior empleo en un lote semiindustrial.

La Empresa Geominera Pinar tiene entre sus objetivos, el procesamiento del mineral de plata por la tecnología lixiviación en pila y cuenta con reserva del mineral (Tabla 1); por tal motivo contrató al Centro de Investigación para la Industria Minero Metalúrgica (CIPIMM) para la ejecución de los trabajos de investigaciones. La tarea se realizó en partes para escalar cada resultado hasta llegar al procesamiento industrial; la primera fue el "Estudio de cuatro depósitos de plata del yacimiento de Santa Lucia a nivel de laboratorio y banco" , abril/02,(Hernández, P.M.,2000) la cual consistió en la evaluación de los depósitos de plata a menor escala para determinar los rangos de operación y las recuperaciones posibles en la lixiviación.

Para la factibilidad económica (Proyest,2000) del procesamiento se tomaron los datos aportados por el estudio piloto .

Tabla I Reserva de plata en los depósitos Santa Lucia.

Depósitos	Cantidades, (t)	Au, (kg)	Ag, (t)
I	56	-	5,7
II	21	15,88	4,18
III	145	56,82	17,32
IV	122	-	18,77
Total	345	72,7	45,98



Para de laboratorio y banco efectuada en abril /02 se extrajeron 4 muestras tecnológicas de 4 depósitos diferentes; de ellas el depósito de mejor perspectiva y mejores resultados fue el depósito IV con una ley de cabeza de 182 g/t reportada por análisis químico.

Como resultado del estudio se observó que el depósito 4 fue el de mejor cinética. Los resultados a escala de banco reportaron una extracción de plata del orden de 57% con el mineral aglomerado con 9 kg/t de cemento y 3,5 Kg/t de cal bajo una granulometría de 12 mm, irrigando con una solución de 2g/L de cianuro a un flujo de 50L/m².h. El empleo de flujos 15 L/m².h, valores promedios usualmente usados en la lixiviación en pila, (Azañero, O. A y colb, 2000) no fueron factibles, pues la recuperación de la plata cayó bruscamente a 28, 97%.

Otra parte, fue el estudio a escala piloto en columnas de 2 y 3 m de altura "Estudio de la lixiviación por percolación de las menas de plata Santa Lucia depósito IV a escala piloto."

Además de tener en consideración los resultados de laboratorio y banco, se tomó en cuenta la necesidad de disminuir los consumos de los reactivos (cemento, cianuro) y hacer más atractivo económicamente el procesamiento.

El consumo de cemento y cianuro reportado en el estudio a escala de banco fue relativamente alto, con un impacto negativo en el proceso, por lo que entre sus objetivos estuvo la disminución de estos índices. La muestra tecnológica del depósito IV extraída presentaba un contenido de plata de 288,9 g/t.

En el trabajo se hizo énfasis en la optimización de la aglomeración manteniendo los parámetros de estabilidad y resistencia en valores próximos a los óptimos reportados en el informe abril/02, garantizando recuperaciones similares a los reportados en el mismo informe.

Además se planteó estudiar el comportamiento del mineral en la lixiviación con los parámetros de operación industrial (tamaño de roca, concentración de cianuro, flujo de irrigación).

MATERIALES Y METODOS

Para el desarrollo de la investigación se utilizaron los métodos de lixiviación establecido en la práctica mundial, estudio de la aglomeración del mineral, lixiviación en columnas y los resultados se trasladaron al lote semi-industrial. En ambas etapas se estudio el comportamiento del mineral durante la lixiviación, monitoreándose el consumo de cianuro, control de los contenidos de los metales lixiviados, según las normas establecidas y acreditadas

Los parámetros a comparar fueron: altura de cama 2 m; para la aglomeración se estableció, cemento 7 kg/t y cal 5,5 kg/t , un flujo de irrigación de 25 L/m² h.

La caracterización de las muestras extraídas del depósito IV, para el estudio en columnas piloto y el lote semi-industrial se reporta en la Tabla II y las distribuciones de la plata por fracciones en la Tabla III observándose que las fracciones finas son mayoritarias, al igual que la muestra procesada en el estudio de laboratorio.



Tabla II Caracterización de la muestra (cabeza).

	Au, (g/t)	Ag (g/t)	S(%)	SiO₂ (%)	Fe (%)	Cu (%)	Zn (%)
Columnas piloto	0,25	288,9	5,2	21,6	22,7	0,039	0,063
Lote experimental	0.55	170,2	-	-	-	-	-

Tabla III Distribución de la plata por fracciones (cabeza)

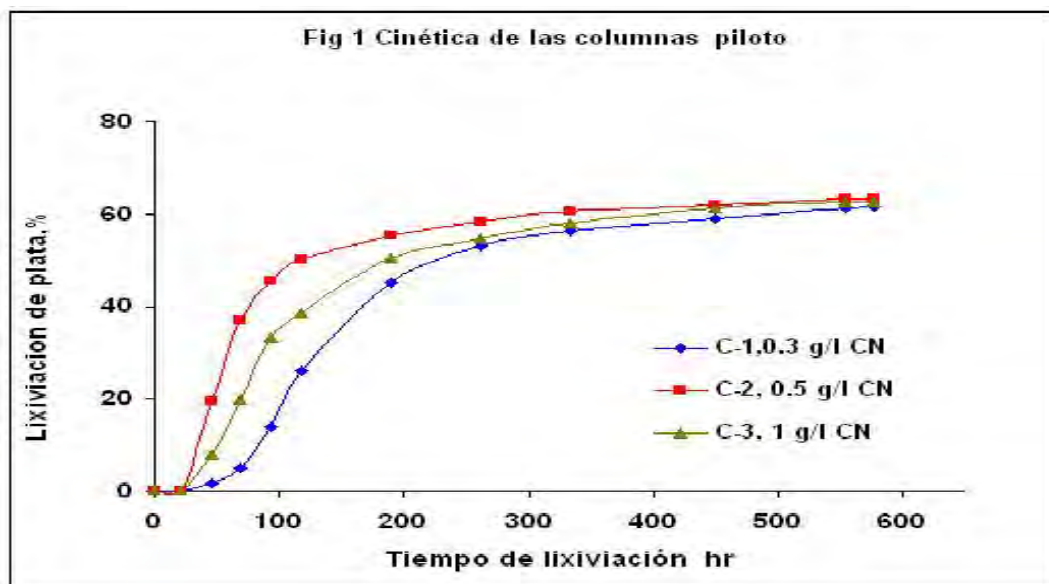
Tamaño, (mm)	Peso, (%)		Ag , (g/t)		Distribución, Ag (%)	
	C. piloto	Lote expe	C. piloto	Lote expe	C. piloto	Lote expe
25	0,21	-	81		0,054	
12.7	11,26	7,8	175,4	149,7	6,27	8,79
6.3	18,10	22,8	248,5	119,65	14,29	20,53
1	32,45	28,7	346	140,04	35,66	30,24
-1	37,97	40,7	362,6	132,0	43,75	40,44
Total	100	100	314,9	132,87	100	100

De estos datos se aprecia que excepto la fracción de 25 mm que no aparece en el lote, el resto de las fracciones son muy similares.

RESULTADOS DE LA INVESTIGACIÓN

Se realizaron los ensayos de percolación en columnas piloto irrigando el material triturado y aglomerado de forma continua hasta alcanzar el agotamiento del mineral, controlando los parámetros de la operación; de igual forma se procedió para la formación del lote semi-industrial. La evaluación de los resultados se reportan en las graficas siguientes.

La figura 1 se refleja los resultados a escala piloto; la extracción oscila en el valor de 62,2 y 63,6 %; destacándose que las recuperaciones son similares independiente de la concentración de cianuro usado. Por lo que para disminuir los gastos con relación al consumo de reactivo se empleó el valor de 0,3 g/L para el procesamiento industrial. En esta grafica se observa además que la cinética de disolución con 0,3 g /L de NaCN, es la más lenta y esto pudiera alargar el proceso industrial para obtener iguales resultados, en el lote semi-industrial.



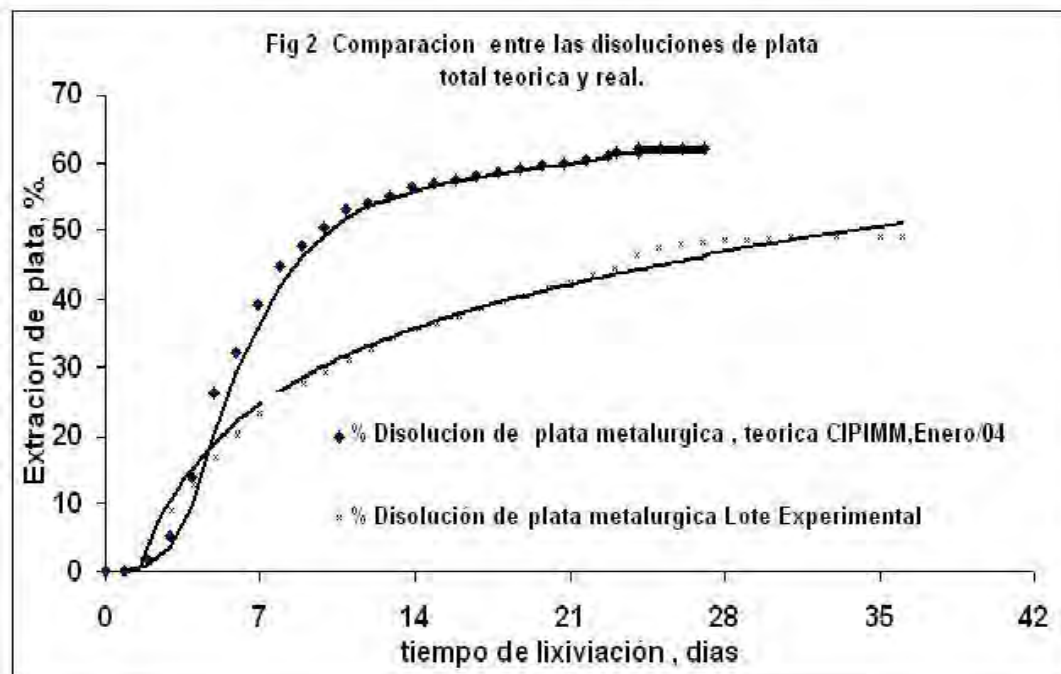
Una evaluación de las colas de las columnas demostró que las fracciones gruesas reportan extracciones cercanas al 50% y las finas reportan recuperaciones superiores al 70%.(Tabla IV)

Tabla IV- Distribución y extracción de plata por fracciones en la cola en columna.

Tamaño mm	Peso %	Ag g/t	Distribución, Ag %	Extracción, Ag %
12,7	9,96	73,6	8,66	58,0
6,3	24,71	80,5	23,52	67,6
1	31,32	86,0	31,85	75,1
-1	34,0	89,45	35,96	75,3
Total	100	84,58	100	-

La figura 2 muestra una comparación entre las cinéticas resultantes de las pruebas piloto y semi-industrial, como se puede apreciar el comportamiento de ambas curvas es parecido, sólo durante los primeros 7 días se observa diferencia en el desarrollo de la cinética, esto puede estar producido por el efecto pared, que se plantean en las columnas piloto de lixiviación. Nótese que la diferencia en los resultados en el escalado está entre un 10 y un 15 %, hecho que se tomado como índice normal en la práctica mundial del escalado.

Como resultado se observó que la recuperación en el lote semi-industrila se alcanzó una extracción en 33 días de lixiviación de un 49 %



La Tabla V muestra un resumen de los principales índices entre las escalas estudiadas y reporta además los resultados iniciales de las pruebas de laboratorio.

Tabla V Principales índices de las pruebas de percolación.

Índices	Investigación lab, CIPIMM	Investigación piloto, CIPIMM	Lote experimental
Peso seco ,t	0,01	0,3	7573
Altura de pila (m)	1	2	1.93
Ley Ag (g/t)	182,6	289	152,7
Ley Au, (g/t)	0,65	0.25	0.6
Ley promedio (calculado) Ag (g/t)	163,62	273	170,2
Ley promedio Au (calculado) (g/t)	-	1,3	0,55
Concentración promedio de NaCN, (g/L)	2	0,3	0,27
Solución rica Ag, (g/L)	3,3	29,7	29,8
Solución rica Au, (g/L)	-	0,18	0,1
Plata lixiviada, (kg)	0,965 (g)	4,7	631,4
Tiempo real de lixiviación, (días)	21	27	33
Recuperación plata ,(%)	57,7	62,2	49
Recuperación oro ,(%)	57,1	89,7	50,1
Flujo medio de irrigación, (L/m ² .h)	50	24,8	10,4
pH (promedio) entrada	11	10,7	10,5
salida	10,5	9,79	9,9
Índice de consumo de NaCN, (kg/t)	-	0.74	0.57
Índice de consumo g Zn /g metal	-	N.D	2,0

En la tabla se muestra el comportamiento del yacimiento durante el escaldó; destacándose que la recuperación de plata depende del contenido de plata en la



muestra a estudiar siendo además el flujo de irrigación es un parámetro importante en el caso de la plata en las recuperaciones finales.

DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS.

Del análisis y comparación de los de los resultados obtenidos a escala piloto y semi-industrial de la muestra del Depósitos IV de Santa Lucia; se observó una disminución en la lixiviación de 13,2 % en la recuperación de la plata.

La planta de lixiviación de Oro Castellanos, para la lixiviación de los minerales de oro, operó con un flujo de irrigación promedio en la corrida del lote experimental de 10,4 L/m².h. Dicho valor afectó el procesamiento de los minerales de plata implicando una reducción de la extracción de plata.

El contenido de plata de la muestra empleada durante la corrida semi-industrial fue menor a la utilizada en la escala piloto.

La distribución de plata por fracciones es similar en las muestras estudiadas (Tabla III). Se destaca que la fracción por encima de 12,7 mm representa alrededor del 9% % de la plata total del mineral. Del análisis por fracciones de las colas de las pruebas piloto, CIPIMM/enero /04 se observó una extracción de plata entre 58 % y 75 % y teniendo en consideración que el por ciento en peso de esa fracción representa menos del 12 %, la eliminación potencial de la fracción + 12 mm permitiría elevar la ley de plata lo cual representaría un beneficio económico de más de 100 000 USD/ mes y se alcanzaría costos más bajos.

Teniendo en cuenta los precios favorables de la plata en el mercado superior a 6 USD/onza troy es importante realizar estudios de caracterización de muestras de mayor volumen para determinar si es factible separar las fracciones de plata que responden con más refractoriedad al proceso de cianuración.

A pesar de que la adición de cemento y cal se mantuvo por debajo de los índices establecidos 6 Kg./t y 3 Kg./t el lote en general reportó un material aglomerado, resistente al proceso.

De los índices de comparación estudiados (cianuro, altura, tamaño de roca, flujo de irrigación) el de mayor significado sobre la extracción de plata fue el flujo de irrigación, no obstante el valor de extracción alcanzado fue de 49%; el cual es 13% menos que el valor del pilotaje y la practica mundial plante que en el escalado puede disminuir la extracción de 10 a 15 %.

Se logró disminuir el índice de consumo de cianuro de 0,74 a 0,57 kg/t.

El pH se controló durante la ejecución de las pruebas; comprobándose que el valor de pH a los licores de salida se mantuvo entre 9,6 y 10.1 unidades con una entrada promedio de pH de 10,7, lo que indicó que el control en las adiciones de cal garantiza la estabilidad del pH de salida.

El procesamiento de los depósitos restantes deben ser evaluados antes de someterlos a las mismas condiciones de operación del depósito iv.



La recuperación de oro como subproducto estuvo en 50,1 %, lo cual aumenta las perspectivas del procesamiento de los yacimientos de plata.

CONCLUSIONES:

1. El escalado de la percolación con los minerales de plata permitió corroborar los resultados y brindó la factibilidad de la extracción de estos recursos minerales, con las facilidades de inversiones y gastos mínimos.
2. La muestra estudiada con contenido de plata de 170,2 g/t alcanzó una extracción de 49 % con la tecnología de lixiviación en pila con un tamaño de roca de 20 mm, flujo de 10,4 L/m².h, con una concentración de cianuro de 0,3g/L y el mineral aglomerado con 6 Kg./t cemento y 3.18 Kg./t cal, lográndose disminuir las dosificaciones de cemento y cianuro
3. Se observó que la mayor parte de la plata está en las fracciones finas al igual que en las muestras estudiadas con anterioridad. Y que la evaluación de los valores en las colas y la ley de cabeza, en los estudios precedentes, corroboraron que la mayor extracción de plata se encuentra en las fracciones finas. Por lo que se puede inferir, que el hecho de la gran cantidad de material fino y estas a su vez ser las portadoras de plata, en el yacimiento de plata Santa Lucía, favorecen la lixiviación del metal.
4. La altura de 2 m, usada en la formación de la pila no produjo, deformación en la y mantuvo la permeabilidad de la cama de mineral y la recuperación de plata.
5. Se obtuvo un subproducto de oro que aumenta el valor final de la producción.

BIBLIOGRAFIA

- Azañero, O.A. Enero-junio 2001. Recuperación de oro y plata de minerales por heap leaching. Revista del instituto de investigación de la facultad de geología, minas, metalurgia y ciencias geográficas. Vol No. 07
- Azañero, O. A y Núñez, J.P. Enero-junio 2000. Como mejorar la extracción de oro en lixiviación en montón. Revista del instituto de investigación de la facultad de geología, minas, metalurgia y ciencias geográficas. Vol No. 05
- Hernández, P.M. Castellanos, J.; y otros. 2000. Estudio de cuatro depósitos del yacimiento Santa Lucía a nivel de laboratorio y banco. CIPIMM.
- Lewis, A.. Precious metals recovery from low grades. Journal of Metals, June, 1986, No.48
- Lewis, A. Associate editor. Leaching and precipitation technology for gold and silver ores Proyest. 2002. Estudio de factibilidad de cuatro depósitos de plata de Santa Lucía.



RECUPERACIÓN INTEGRAL DE VALORES DE LAS SALMUERAS MARINAS.

Lourdes Bobes⁽¹⁾, Leonides Carreras⁽¹⁾, Dalia Fernández⁽¹⁾, Josefina Astorga⁽¹⁾.

(1)Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica CIPIMM

La complejidad química de las salmueras marinas está determinada por nueve componentes principales: los cationes sodio, magnesio, calcio, potasio y estroncio y los aniones cloruro, sulfato, bicarbonato y bromuro.

Las salmueras residuales de la producción de sal (cloruro de sodio) por evaporación solar, contienen cloruros y sulfatos de magnesio y potasio en órdenes de 260 toneladas por cada 1000 toneladas de sal producida, así como 2,5 toneladas de bromo.

Este trabajo presenta las tecnologías desarrolladas en el CIPIMM para la recuperación integral de compuestos a partir de las salmueras, con una discusión de las más factibles técnica y económicamente. Se presenta el esquema integral de procesamiento.

Los procesos y productos se han separado en dos grupos: aquellos en que se utilizan directamente las salmueras de desecho de la producción salinera (27-28°Be) y los que requieren posterior concentración de dichas salmueras entre 29-34°Be.

En el primer grupo se han desarrollado el hidróxido y óxido de magnesio, el sulfato, cloruro y trisilicato de magnesio y compuestos de potasio. En el segundo grupo se considera el sulfato de magnesio obtenido directamente por enfriamiento de las salmueras concentradas hasta densidades mayores de 32°Be y posteriormente los compuestos del bromo y las sales mixtas y carnalitas (cloruro de potasio y magnesio) obtenidas por evaporación y cristalización fraccionada, de las cuales se puede separar el cloruro de potasio y posteriormente el cloruro de magnesio.

Se definen los posibles usos de los productos de acuerdo a la calidad obtenida de cada uno de ellos en las tecnologías desarrolladas.



RECUPERACIÓN DEL ORO LIBRE ASOCIADO A LA GRAVA DE LOS RÍOS (ORO DE PLACER) EXISTENTES EN CUBA, CON LA UTILIZACIÓN DEL EQUIPO (CONCENTRADOR KNELSON)

Rubén Alcalá⁽¹⁾, Juan Berto Romero⁽¹⁾

(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica. Carretera Varona #12028 Km 1 ½, Capdevila, Boyeros, Ciudad de La Habana, Cuba E-mail: cipimm@ip.minbas.cu

RESUMEN

El objetivo de este trabajo es buscar una vía para recuperar el oro y la plata existentes en minerales de placer (aluvial) ubicados en diferentes puntos del país, así como en el depósito de colas de la planta "Aguas Claras"- Holguín, en las cuales en su conjunto poseen recursos estimados entre 800-1000 kg de oro. Se propone usar una planta móvil donde el equipo principal es un concentrador K'Nelson cuya característica fundamental es recuperar por métodos hidrogravimétricos las partículas finas de oro libre (hasta 10 micrones).

Se obtendría como producto final un concentrado gravimétrico que será procesado en un lugar apropiado por amalgamación-fundición ó cianuración-cementación-fundición.

Se estima en base a las reservas mencionadas, con una recuperación estimada de 60 %, en un plazo de 2-3 años obtener ganancias de alrededor de 5.0 MMUSD.

Es necesario la ejecución de investigaciones geólogo-tecnológicas que permitan evaluar la viabilidad técnico económica de la propuesta.

PRELIMINARY PROPOSAL TO RECOVER GOLD AND SILVER APPLYING NEW TECHNOLOGIES TO ALUVIAL MINERALS AND STORAGED TAILINGS.

ASBTRACT

The objective of this work is to find a way to recover the gold and silver present in the alluvial minerals located in different places of the country, as well as in the tailings deposit of "Aguas Claras" plant, in Holguín. They have resources calculated between 800 – 1000 kg of gold. A mobil plant, which main equipment is a K'Nelson concentrator, is proposed to be used because its main characteristic is to recover through the hydrogravimetric method, the fine free gold particles (up to 10 µm).

As a final product a gravimetric concentrate will be obtained. It will be processed in an adequate place through amalgamation – smelting or cyanidation – cementation – smelting.

Based on the just mentioned reserves, with a calculated recovery of a 60% in a 2-3 years period, it is expected to obtain profits of more or less 5.0 MMUSD.

It is necessary to carry out geological – technological researches, which permit to evaluate the technical and economic viability of this proposal.

INTRODUCCIÓN

La recuperación de oro de placer o de aluvial prácticamente fue una de las primeras actividades mineras que realizó el hombre.

Este oro se encuentra en estado libre (pepitas) en diferentes tamaños (desde mm hasta micrones) asociado ala grava y a las arcillas (lodo) que contienen los ríos.



Las técnicas que se han usado hasta nuestro días no han cambiado mucho salvo hasta hace unos años (1978) con el desarrollo de un nuevo equipo denominado concentrador Knelson de origen canadiense que combina la acción de una cama fluidizada producida mediante la inyección de agua a presión y el aumento hasta 60 veces de la fuerza gravitatoria, creada por la acción de la fuerza centrífuga. Esta cama fluidizada hace que las partículas de gravedad específica más alta desplacen a las de menor gravedad hacia las colas. Estos efectos combinatorios hacen que el proceso sea capaz de recuperar partículas de oro hasta 5 micrones con lo cual se logra recuperar hasta un 95% del oro presente, mientras que las técnicas anteriores; canalones (Sluice) y mesas de concentración solo recuperaban partículas >100 micrones lo que hacía que la eficiencia del proceso no sobrepasara el 70%.

El concentrado obtenido por este equipo, se elabora por las tecnologías conocidas de amalgamación (con mercurio) o cianuración para llevarlo a su estado metálico (cementación, fundición)

Este trabajo plantea la necesidad de adquirir un equipo de este tipo en Canadá, el mas viable sería el modelo KC-MDVS 7,5 pgl que viene montado en un trailer para su desplazamiento, ya que la idea inicial es recorrer diferentes ríos existentes en el país los cuales poseen cientos de kg de oro en reservas por lo que podría obtenerse una ganancia de varios millones de U.S dólares.

RESULTADOS

Consideraciones Generales

Antes de la aparición de este novedosos equipo (concentrador Knelson) se usaban principalmente diferentes equipos hidrogravimetricos para extraer el oro libre de la grava de los ríos tales como canalones (Sluice), espirales verticales (Humprey) cajas pulsadoras hidráulicas (Jigs) y mesas de concentración los cuales tenían como insuficiencias que no podían recuperar particular de oro libre de pequeño diámetro (< 0,15mm) por lo que su eficiencia era baja, con la aparición de este equipo (Knelson) en su principio técnico. Se aunan las fuerzas de gravedad con la fuerza centrífuga (rotación del cono y la creación de un lecho fluidizado producido por el agua a presión que se introduce, los cuales permiten recuperar partículas de oro libre con un tamaño de hasta 5 micrones, así como obtener un concentrado rico en oro (alta ley), con bajo peso, o sea con una razón de concentración alta.

El trabajo que a continuación se expone se confeccionó por datos tomado de la bibliografía pues se carece de este equipo en nuestro país.

Descripción del equipo novedoso (concentrador Knelson)

El modelo a utilizar sería el KC-MDRS 7,5 plg, aunque puede trabajarse con uno de más capacidad este, viene montado en un trailer. Este equipo trabaja en forma discontinua, posee un mecanismo de descarga central programado para un tiempo determinado.

El equipo esta constituido por un cono perforado que contiene aros a lo largo de la pared interior. La alimentación se hace en forma de pulpa, esta entra por un tubo central vertical hasta el fondo del cono en donde es centrifugada. El cono gira a alta velocidad, generando una aceleración centrífuga equivalente a varias veces la fuerza gravitatoria. Las partículas pesadas se proyectan hacia las paredes quedando atrapados entre los aros, y las partículas ligeras son



descargadas hacia fuera por la parte superior del cono. Una capa de agua es mantenida a presión alrededor del cono de tal forma que el material pesado sea fluidizado, permitiendo que las partículas pesadas de oro queden retenidas en los aros y las ligeras sean expulsadas al exterior. Para la limpieza del cono, este se detiene extrayendo el concentrado de los aros por medio de un lavado con agua a presión.

Estos equipos se fabrican de diferentes tamaños oscilando $Q = 20\text{m}^3/\text{h}$ de acuerdo al diámetro de los conos;

ϕ cono= 7,5 - 12 - 20 - 30 - 48 pgl

Q = Productividad

Variables principales que influyen en el equipo

Granulometría de alimentación

El tamaño máximo de partícula es de 6 mm.

% de sólido. Este oscila entre 25-30%

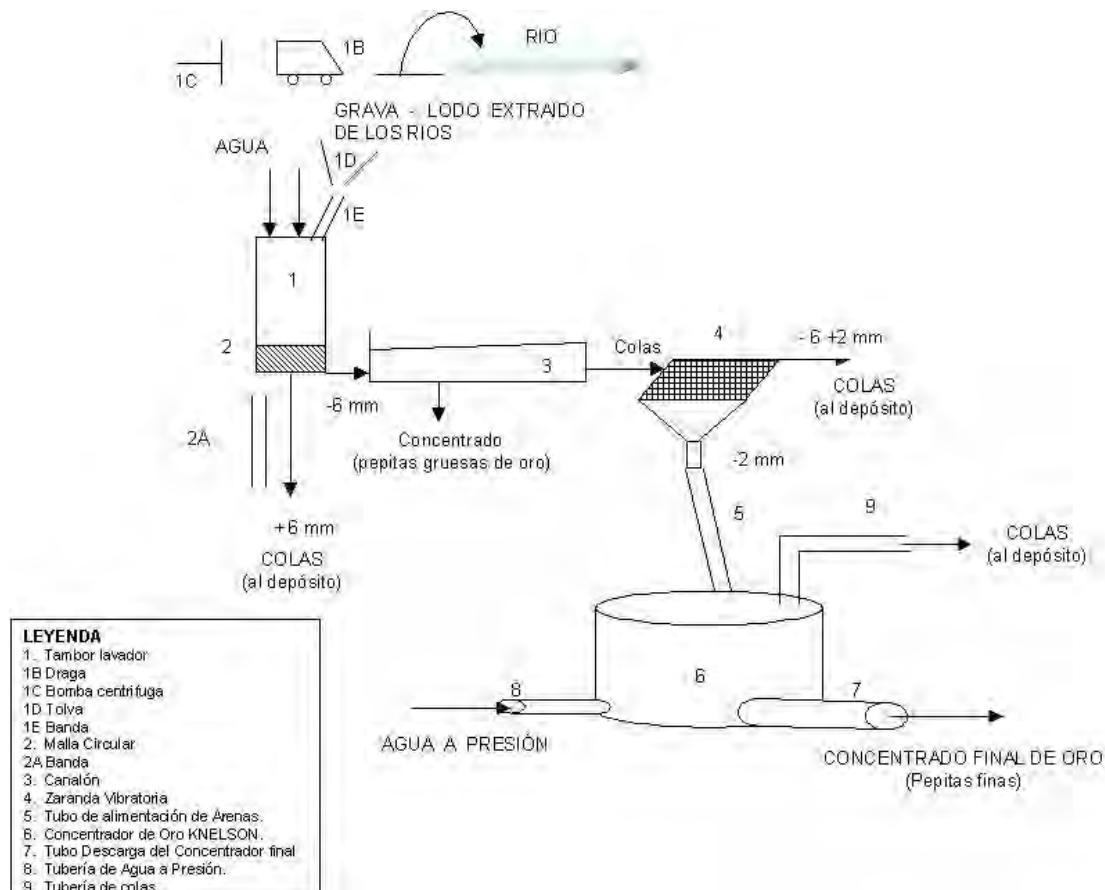
Presión del agua de fluidización. Esta varía de 5-30 lb/pg²

Velocidad de rotación del cono hasta 400 rpm

Aceleración centrífuga, hasta 60 veces la fuerza gravitatoria (g).

Consumo de agua de fluidización, de 300-450 l/min.

Esquema maquino-tecnológico propuesto. Anexo 1





Memoria Descriptiva del esquema maquino-tecnológico.

Mediante una draga (figura 1^a) se extrae la grava (arena) del fondo del río, este se alimenta al tambor lavador fig 1 el cual tiene acoplado un tamiz circular (fig 2) de diámetro de abertura de 6 mm al tambor lavador se le adiciona agua extraída del río mediante una bomba (fig 1b). La fracción + 6mm se separa como colas que irían a un depósito habilitado al efecto, la pulpa salida del tambor (-6mm) cae en un canalón (Sluice) (fig 3) en e se recupera un concentrado compuesto por partículas de oro de gran tamaño (>150 micrones), las colas salidas del canalón caen en una zaranda vibratoria donde se clasifica mediante una tamiz de 2 mm (fig 4) la fracción -6 + 2 irían al depósito de colas, la fracción - 2 mm, mediante un tubo de alimentación (fig 5) iría al concentrador Knelson (fig 6) de donde se extrae un concentrado final de oro por la parte inferior, mediante un tubo de descarga (fig 7), saliendo las colas por la parte superior del equipo mediante un tubo de salida (fig 9) que iría al depósito de colas . El equipo (Knelson) tiene acoplado un tubo para inyectar agua a presión (por el lateral) fig 8.

CONCLUSIONES

El producto final obtenido es un concentrado que auna principalmente minerales con alto peso específico (hierro, manganeso, cromo, tanto óxidos como sulfuros) con las partículas de oro libre de diferentes tamaños (hasta un tamaño mínimo de 5 micrones)

La recuperación de este oro es alta (>95%) así como (ley), en el concentrado llega a varios kg/tmmin o sea la razón de concentración es hasta 100 veces, por lo que se propone la adquisición de este equipo en Canadá

Este concentrado se tratará por las técnicas conocidas; amalgamación o cianuración, cementación y fundición, para llevarlo a su estado metálico.

La adquisición de este equipo serviría además de recuperar el oro asociado a la grava y los lodos de los ríos; recuperaría el oro libre y el oro asociado a los sulfuros que poseen las colas almacenadas en los yacimientos Aguas Claras y Delitas.

BIBLIOGRAFÍA

Revista MINING. Octubre 1995. Pág. 33, Edición en Español.



APROVECHAMIENTO DE LOS MINERALES DE HIERRO CUBANOS Y SU IMPORTANCIA ECONOMICA EN LA PRODUCCIÓN DE ACERO.

Idalberto García Fernández⁽¹⁾, Rubén Aja Muñiz⁽¹⁾, Cristina Vigoa Morales⁽¹⁾

(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero-Metalúrgica (CIPIMM), Carretera de Varona, km 1½, Boyeros, Ciudad Habana, Cuba. E-mail: cipimm@ip.minbas.cu

RESUMEN

Desde algunas décadas atrás el mineral de hierro es utilizado mundialmente en la producción de Hierro Esponja, el cual es utilizado posteriormente en la producción de acero, sustituyendo la chatarra, materia prima fundamental en la producción de aceros.

La producción y recolección de chatarra en Cuba es limitada y los precios del mercado internacional son altos, por lo que es de vital importancia desarrollar un programa para la introducción del hierro esponja nacional en la siderurgia cubana, que actualmente tiene un plan perspectivo de 500.0 Mt/año, que se obtendría a partir de las instalaciones de Antillana de Acero fundamentalmente.

Las fuentes de obtención del Hierro Esponja son los minerales de hierro y las colas de los procesos niquelíferos, pero estas últimas presentan como inconveniente los problemas que crean los elementos acompañantes de las mismas (Cr, Al), por lo que se continúan estudiando.

Cuba cuenta con yacimientos de mineral de hierro con volúmenes de reserva que pueden constituir la base del desarrollo de una siderurgia integrada. A esto se suma la existencia y la obtención anual de las colas de la industria niquelífera

EXPLOITATION OF THE CUBAN IRON MINERALS AND THEIR ECONOMIC IMPORTANCE IN STEEL PRODUCTION.

ABSTRACT

Since some decades ago, iron ore is used in the world in Sponge Iron production, to produce steel by substituting scrap, fundamental raw material in steel production.

Production and gathering of scrap in Cuba is limited and the international prices are high, so it is vitally important to develop a program to introduce national sponge iron in the Cuban steel plants, which nowadays have a perspective plan of 500.0 Mt/year, that could be obtained mainly from the facilities of Antillana de Acero.

The sources to obtain Sponge Iron are iron ore and the tailings from the nickeliferous processes, but these last ones present an inconvenient: the problems created by the accompanying elements they have (Cr, Al), so they are still being studied.

Cuba has iron ore deposits with reserves that can constitute the base of the development of an integrated steel siderurgy. Besides, we have the existence and the obtention per year of the tailings from the nickeliferous industry.

INTRODUCCION

Cuba cuenta con yacimientos de mineral de hierro que por su volumen puede ser la base para una siderurgia integrada. Las colas de la industria niquelífera solamente, se miden en varios millones de toneladas al año, sin contar con más de 100 millones que ya hacen en las coleras de las 3 plantas existentes y esperan por una solución tecnológica que resuelva el problema medioambiental y económico que ellas crean⁽¹⁾.



Por otra parte al este de Santiago de Cuba existen varios yacimientos de magnetitas con reservas considerables de este mineral. No obstante en nuestro país no se han encontrado yacimientos de carbones coquizables y que son necesarios para la obtención de hierro utilizando la metalurgia tradicional del alto horno. Esto unido a las grandes inversiones que necesitan estas plantas hace prácticamente imposible la utilización de esta tecnología para una Empresa Siderúrgica en Cuba.

De todas formas el hierro y el acero constituyen un renglón fundamental en el desarrollo del país y al establecerse en 1959 la primera acería de ciclo incompleto (Antillana de Acero) que ha ido modificando tanto su capacidad nominal como su tecnología, llegando en estos momentos a contar con hornos eléctricos y colada continua en su equipamiento y una capacidad de alrededor de 500000 t/año. Si a esto le sumamos la instalación en Las Tunas con una Acería de más de 100000 t/año y similar tecnología vemos que el país cuenta con una capacidad de producción de las de 600000 t/año.

Una industria de este tipo exige un insumo de chatarra de acero y/o arrabio. El suministro de chatarra nacional es limitado y el arrabio es un material que no se produce en el país, por tanto es indispensable transformar mineral de hierro o depender de la importación en cualquiera de sus formas.

Durante la década del 60 se realizaron investigaciones sobre la reducción directa de minerales de hierro cubano en una planta piloto^(2,3,4). Se realizaron 18 corridas con diferentes minerales, los cuales fueron probados en los hornos de Antillana de Acero⁽⁵⁾.

Esta instalación contaba con un horno rotatorio de 1.6 m de diámetro interior y 38 de longitud, que actualmente está instalado en la Unidad Gustavo Machín Hoed, en Jaruco.

Esta producción cesó en 1968 debido al suministro estable de arrabio y chatarra desde la URSS, que se hacían además a precios preferenciales.

Es una corriente en el mundo actualmente que para las pequeñas siderurgias, bajo circunstancias locales adecuadas, serían las soluciones más económicas para las planificaciones futuras las combinaciones de instalaciones de hierro esponja, hornos eléctricos de aceros, instalaciones de colada continua⁽⁶⁾. Debido a que hace tiempo las acerías cubanas modernizaron su tecnología mediante el Horno Eléctrico y Colada Continua, vemos que se ajusta a este esquema.

MATERIA PRIMA DISPONIBLE

Contamos con distintas fuentes de menas de hierro que pueden ser utilizadas para la producción de este metal.

En Pinar del Río se cuenta con algunos yacimientos de Hematinas-Limonitas que sin tener la importancia de los de Oriente del país pudieran ser utilizados en una primera etapa. Estos minerales fueron ya probados entre el 1959-1967^(2,3,4), en una planta para la reducción directa (Hierro Esponja), su análisis químico se muestra en la tabla siguiente.



Tabla I. Análisis químico de las limonitas de Pinar del Río utilizadas en la producción de Hierro Esponja

Elemento	% de Masa
Fe	55.80
S	0.22
Insoluble	9.43
O	24.00
Soluble	1.00
H ₂ O	9.55

Las colas de la industria niquelífera es una de las fuentes de mayor importancia con que contamos. Primero por sus reserva, y segundo porque han sido extraídas y procesadas para la extracción de Ni y Co.

Dentro de estas colas existen dos tipos las que se obtienen por el proceso carbonato amoniacal y las del proceso ácido. Estos minerales no son los tradicionales en la industria siderúrgica, debido a sus contenidos de Ni, Cr, S y Al₂O₃, se han desarrollado trabajos ^(7,8) que muestran la posibilidad de su uso después de someterlos a los procesos de enriquecimiento.

Colas obtenidas en el CIPIMM mediante una modificación al proceso ácido de Moa y sometidos a tuesta magnetizante (950°C, 2% antracita y 1 hora de retención) en un horno de botella seguido por separación magnética de baja intensidad mejoran los contenidos de hierro en el concentrado. Estos resultados se muestran en la Tabla II ⁽⁷⁾, con otros trabajos ⁽⁹⁾.

Tabla II. Análisis químico del concentrado de hierro obtenido a partir de las colas del proceso ácido después de una tuesta magnetizante y separación magnética de baja intensidad.

Componente	% Masa Concentrado de Hierro	Pelets Piroconsolidados	% Masa Concentrado obtenido en el CIPIMM
Fe _(total)	56,47	56,96	60.52
Cr	1,74		2,43
Ni	0,14		0,09
Co	0,04		0,03
S	1,98	0,0045	0,03

La separación magnética húmeda a 900 y 800 Gauss proporcionó una recuperación de 76% de rendimiento en peso y recuperación de hierro de 84,6%.

Este material por su contenido de hierro, cromo y níquel puede ser utilizado en la obtención de acero o fundiciones de baja aleación.

Como una fuente de materia prima de gran importancia tanto por su calidad como por su tamaño se tienen los yacimientos de magnetitas del sur de Santiago de Cuba. De algunos de ellos se han extraído muestras y obtenido concentrados magnéticos que muestran su calidad. En la siguiente tabla se ofrecen estos resultados.



Tabla III. Resultados obtenidos a partir de diferentes yacimientos de mineral de hierro de Santiago de Cuba.

Elementos y Óxidos (% masa)	Nombre del Yacimiento									
	Concordia		Antoñica		Chiquita		Descanso		Chicharrones	
	No.Ben.	Con.Ben.	No.Ben.	Con.Ben.	No.Ben.	Con.Ben.	No.Ben.	Con.Ben.	No.Ben.	Con.Ben.
Fe	39,1	69,4	32,3	66,8	37,5	67,49	62,9	69,89	54,29	67,02
SiO ₂	14,72	0,83	26,46	5,13	19,23	3,0	7,1	1,62	7,34	1,62
MgO	7,80	0,33	8,9	0,11	10,20	0,24	3,85	0,64	4,2	1,28
CaO	3,20	0,42	8,1	0,75	5,52	0,04	1,38	0,38	4,2	0,40
Al ₂ O ₃	7,35	0,66	2,2	0,37	3,6	0,43	0,4	0,9	1,4	0,60
S	1,77	0,02	1,81	0,08	0,47	0,043	0,64	0,001	0,03	0,001

Aquí se utilizaron métodos de beneficio convencionales de separación magnética obteniéndose los concentrados con índices satisfactorios.

ALTERNATIVAS EN EL PROCESO SIDERURGICO

La producción de acero se efectúa actualmente mediante dos rutas:

- Alto Horno y Acería L.D.
- Reducción Directa y Horno Eléctrico de Arco

La primera de estas tecnologías requiere de altos costos de inversión y depende de materias primas de calidad superior. Mientras que la reducción directa los costos de inmersión son mucho más bajos y es capaz de asimilar materias primas de calidad más baja, sobre todo en lo que respecta al reductor.

SELECCIÓN DEL PROCESO

Seleccionamos la Reducción Directa-Horno Eléctrico de Arco basándonos en lo siguiente:

- Los altos precios de la chatarra de acero en el mercado internacional.
- Costos de inversión
- No contar con carbón coquificable.
- Contar con la mitad de la inversión (horno eléctrico)
- Capacidad de producción (menos del millón de toneladas)

Los precios de la chatarra de acero han sobrepasado los 360 USD/t⁽¹⁰⁾ en el último año encontrándose en estos momentos alrededor de los 200 USD/t. Esto representaría una erogación de divisas de unos 60 millones de USD en caso de que sólo hubiera que importar la mitad de las necesidades de chatarra para cubrir la capacidad de la industria.

PROCESOS DE REDUCCION DIRECTA

- Clasificación según el agente reductor usado:
 - Reductores sólidos
 - Reductores gaseosos
- Clasificación según el equipo utilizado:
 - Horno retorta
 - Horno Rotatorio
 - Horno Cama Fluida
 - Horno de Solera Móvil



APLICACIÓN INDUSTRIAL DE LOS PROCESOS DE REDUCCION DIRECTA A NIVEL MUNDIAL

Los procesos que utilizan gas como agente reductor cuentan actualmente con el liderazgo (90%). Siendo los principales el procesos MIDREX⁽¹¹⁾ y el Hojalata y Lámina de México (HyL)⁽¹¹⁾

Mientras que los procesos que utilizan carbón como reductor son minoritarios siendo el principal proceso el SL/RN⁽¹²⁾.

La razón fundamental que condiciona el rápido y espectacular desarrollo de los últimos años en el campo de la Reducción Directa se basa en las siguientes premisas:

1. El agotamiento paulatino de las reservas de carbón coquizables.
2. La escasez y costo de la chatarra así como su contaminación gradual.
3. La ploriferación de las llamadas "mini mills" (miniplantas).
4. El desarrollo de la técnica de producción de acero en horno de arco eléctrico y las mayores posibilidades de desarrollo del método de carga continua y colada continua.

Propuesta de proceso de Reducción Directa para nuestro país:

Para una rápida implementación proponemos:

Horno Rotatorio – Carbón como reductor

1. Base de la propuesta:
2. Otra tecnología tendría que importarse.
3. El equipo básico (horno rotatorio) se puede adquirir en Cuba (de las plantas de cemento)
4. Existe experiencia y tecnología desarrollada durante 8 años en la década del 60 en una planta semi-industrial.
5. Es la tecnología de unidad reducción más flexible de todas las conocidas en la técnica de reducción directa y de gran sencillez en su diseño.



Planta Experimental para la producción de Hierro Esponja en Cuba (1963)⁽³⁾



No obstante debemos estudiar los Procesos de Reducción Directa con gas como reductor para el caso en que se incremente la producción de este reductor en nuestro país, lo que nos permitiría ingresar en el grupo de países que liderean el Proceso de Reducción Directa a nivel mundial

Por otra parte nos permitiría comprobar parámetros de literatura que aseguran la eliminación del Cr en concentrados lateríticos siempre que se use gas como reductor dándole un gran valor económico a las reservas de cola de nuestras plantas niquelíferas pues pudieran utilizarse en la producción de acero corriente.

CONCLUSIONES

1. Existen en el país yacimientos que pueden servir de base para la producción de hierro.
2. La producción de acero en Cuba se hace a base de chatarra fundida en horno eléctrico y laminado en colada continua, siendo el suministro de chatarra nacional limitado y en un momento dado podría ser deficitario en la industria del acero.
3. De acuerdo con las necesidades de hierro para la industria siderúrgica nacional se puede utilizar como una solución el proceso de reducción directa como suministrador de chatarra sintética (Hierro Esponja) que ya se usa en muchos países como alternativa satisfactoria en combinación con Horno Eléctrico-Colada Continua.
4. La solución a los problemas que presenta la utilización de las colas de la industria niquelífera en la producción de acero normal sería de gran aporte económico para el país, por las posibilidades de exportación.

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda hacer un estudio conjunto Unión GeoMinera-ACINOX para hacer una propuesta a los Ministerios MINBAS y SIME que permita implementar un programa para dar solución al abasto de materia prima metálica a la industria siderúrgica en corto plazo.
2. Hacer un programa de investigaciones para estudiar la reducción directa con gas como reductor y hornos de cama fluida como proceso prometedor en el tratamiento de las colas niquelíferas.

BIBLIOGRAFIA

- Floribal Cueto Romero, E. García. Las colas de mineral de hierro de la Industria Cubana del Níquel y sus perspectivas de utilización en la Industria Siderúrgica. METANICA 2002. Cuba
- Faustino G. Prado García, J'Planta Hierro Esponja, 1962. El Hierro Esponja en horno rotatorio y sus posibilidades de acuerdo con los recursos minerales cubanos. Revista Nuestra Industria Tecnológica, No.2. Cuba, .
- Faustino G. Prado García, J'Planta Hierro Esponja, Enero del 1964. Parámetros variables de Reducción Directa en horno rotatorio obtenidas en la planta de Hierro Esponja. Instituto Cubano de Investigaciones de Minería y Metalurgia. Informe. La Habana, Cuba, .



Faustino G. Prado García, J'Planta Hierro Esponja, 20 de mayo de 1965. El horno rotatorio para la producción de hierro esponja en Cuba. Informe al Ministerio de la Industrias. La Habana, Cuba, Fundación Horno No.2. Templa No.1149 Antillana de Acero. 3/8/1963

H.Koning. Mayo-Junio 1970. Estudio crítico del proceso de fabricación de esponja de hierro y de la rentabilidad de su empleo. Revista de Metalurgia Vol.6, No.3,

Idalberto García. Perspectiva para la producción de hierro esponja en Cuba. ,METANICA 2001. Cuba

Pruebas semi-industrial sobre el tratamiento hidrometalúrgico de las colas de Moa. A.Mandanov. Reporte Investigación No.525, CIPIMM, 1971.

W. Suwardjo,. J.Véliz, 1982. Propiedades metalúrgicas de los pelets Au fundentes del concentrado de las colas de la planta "Pedro Soto Alba". Vol. IV , CIME.

Diciembre 2004 Crisis Energética. Mini dossier, el mercado del acero. <http://www.crisisenergetica.org/>

Dtlev. W. Schlebusch. 1983, .Flexibility of SL/RN Coal-Based direct reduction in Report of raw materials and fuels. Metallurgical Plant on Technology 3. Georgina Alenka Guzmán Chávez

La I&D como fuente de competitividad en dos empresas líderes en tecnología de reducción directa: Hylsamex y Midrex. . <http://www.fundaj.gov.br/rtec>



LA GESTIÓN DE CONOCIMIENTOS EN LAS EMPRESAS MINERAS

Ismari Salgado Machin , José Castellanos Suárez, Isis Hernández Acosta, Maritza Romero Fernández, M.Carmen Pérez, Cristina Vigoa Morales

Centro de Investigaciones para la industria Minero Metalúrgica, Carretera Varona Km 1½ Capdevila. Boyeros. Ciudad Habana. E-mail: ismarisalgado@yahoo.es

RESUMEN

En el mundo del siglo XXI los conocimientos serán no sólo la materia prima, sino sobre todo el motor de desarrollo en las instituciones que producen en ese tiempo.

La Gestión del Conocimiento es reconocida como el nuevo enfoque gerencial capaz de utilizar el acervo más importante de las Organizaciones "el recurso humano y los conocimientos" que los individuos poseen, generan y aportan a estas organizaciones.

Por lo cual un sistema de Gestión de Conocimientos sólidamente estructurado con un funcionamiento eficiente, constituye un requisito indispensable para el desarrollo económico y tecnológico de una empresa.

La adecuada utilización de un sistema de gestión de conocimientos en una empresa estimula su actividad cognoscitiva y creadora a la par que fortalece su posición competitiva tanto en los mercados nacionales como internacionales. Este efecto económico y tecnológico que favorece la gestión de conocimientos desde luego tiene enorme importancia sobre las empresas.

En el presente trabajo se expondrá acerca de la gestión de conocimiento, el uso de la gestión de conocimientos y su importancia en nuestra institución, también la gestión de conocimientos como un recurso tangible que agrega valor y crea ganancias, así como algunas experiencias paradigmáticas relacionadas con el tema en nuestro centro.

ABSTRACT

In the XXI century world, knowledge will not only be the raw material, but above all, they will be the engine for development in the institutions that produce.

Knowledge Management is recognized as the new management focus capable of using the most important possession of the Organizations, "the human resources and knowledge" that all individuals have, generate and give to these organizations.

This is why a solidly structured Knowledge Management, working efficiently, constitutes an indispensable requisite for the economic and technological development of an enterprise.

The adequate usage of the Knowledge Management system in an enterprise, stimulates the knowledge and creative activity and strengthens its competitive position either in national and international markets.

This work deals with knowledge management, its use and its importance in our institution, as well as its role as a tangible resource which adds value and creates profits. Also deals with some paradigmatic experiences of our center related to it

INTRODUCCIÓN

La ciencia de la información es la disciplina que se vincula a la generación, recolección, organización, almacenamiento, recuperación y diseminación del conocimiento registrado.

Esta ciencia estudia científicamente como surge la información, se trasmite, codifica, transforma, mide, utiliza y valora.



La sociedad actual está involucrada con esta ciencia reconoce que estamos en la “era de la información, “ lo cual ha generado nuevos fenómenos y términos uno de ellos es el término **Gestión de Conocimientos** que se ha convertido en un sustantivo de boga en los ámbitos académicos y ejecutivos desde que emergió.

¿Qué es realmente Gestión de Conocimientos?

Hay muchas interpretaciones al respecto; en 1997 reconocidos autores publicaron un estudio donde presentaron la siguiente definición de Gestión de Conocimientos.

....”es el proceso de administrar continuamente conocimiento de todo tipo para satisfacer necesidades presentes y futuras para identificar y explotar recursos de conocimientos tanto existentes como adquiridos y para desarrollar nuevas oportunidades”

Ann Macintosh propone como definición la siguiente...”La gerencia del conocimiento envuelve la identificación y análisis del conocimiento tanto disponible como requerido , la planeación y el control de acciones para desarrollar activos de conocimiento con el fin de alcanzar los objetivos organizacionales.”

Según Ovun se trata de la tarea de desarrollar y explotar los recursos tangibles e intangibles del saber de una empresa”

Los recursos tangibles serían las patentes, licencias ,información sobre clientes ,proveedores, productos y competidores ,trabajos de investigación, entre otros. Los intangibles serían los conocimientos y experiencias de los empleados, el know-how de la empresa, etc.

Las definiciones reconocen en el conocimiento dos aspectos fundamentales:

- La Gestión de Conocimientos es un recurso importante que debe adquirirse, clasificarse conservarse y explotarse para lograr los objetivos de la organización y hallar ventajas competitivas.
- La gestión de Conocimientos es un proceso ,el cual forma parte de actividades cotidianas de una organización.

INFORMACIÓN FRENTE A CONOCIMIENTO

Información	Conocimiento
Proporciona un nuevo punto de vista	Proceso dinámico hacia la verdad
Necesaria para crear conocimientos	Proceso basado en el aprendizaje para entender el ser y el estar
Es un flujo de datos estructurados y útiles para el usuario	Se crea a partir de un flujo de información soportado en creencias de sus poseedores

.El conocimiento a diferencia de la información :

- Trata sobre gerencias y compromisos.
- Trata sobre el saber
- Trata sobre significados
- Trata sobre acción



Sin embargo la gestión de Conocimiento no consiste en el flujo indiscriminado de información a través de una organización ya que la información es simplemente un conjunto de datos. Por el contrario, el conocimiento, el saber implica depurar y añadir valor a la información llegar a una solución o decisión en una situación real, interpretando esos datos dentro de un contexto. Esta transferencia de conocimientos, de know-hows es lo que realmente aporta un valor diferencial a la empresa frente a sus competidores.

SOCIEDAD DEL CONOCIMIENTO

- Sociedad en la que existe la primacía del conocimiento técnico sobre el empírico
- Sociedad que trabaja en red y procesa gran cantidad de información gracias a la tecnología de la información y las comunicaciones
- Sociedad que ha pasado a la creación y gestión del conocimiento especialmente del tácito sobre el explícito.

Cuando se habla de conocimiento existe una serie de conceptos aparentemente similares que dificultan su entendimiento existe una serie de conceptos aparentemente similares que dificultan su entendimiento. Conocimiento no es lo mismo que datos, ni tan siquiera lo mismo que información. Los datos son los elementos de la pirámide del conocimiento. Al conjunto de datos organizados y analizados en un contexto determinado lo denominamos información.

Información, como decimos no es lo mismo que conocimiento. Recopilar datos organizados e incluso analizarlos es algo que pueden hacer (y en algunos casos mejor que los seres humanos) el software informático. Ahora bien, al conocimiento de momento no llegan las computadoras. El conocimiento es un paso adelante. Es identificar, estructurar y sobre todo utilizar la información obtener un resultado. Requiere aplicar la intuición y la sabiduría, propios de la persona, a la información. La capacidad de interpretar esos datos es lo que provoca que la información se convierta en conocimiento.

Según Nonaka y Takeuchi existen dos tipos de Conocimiento:

CONOCIMIENTO EXPLÍCITO: Se define como el conocimiento objetivo y racional que puede ser expresado con palabras, números, fórmulas, etc.

CONOCIMIENTO TÁCITO: Es aquel que una persona, comunidad, organización o país tiene incorporado almacenado en su mente, en su cultura, este conocimiento puede estar compuesto por ideas, experiencias, habilidades, costumbres, valores, historia, creencias.

- Conocimiento de contexto o ecológico: geografía, física, normas no escritas comportamiento de personas y objetos, etc.
- Conocimiento como destreza cognoscitiva: comprensión de la lectura, resolución de problemas, analizar, visualizar ideas, etc. Que le permite acceder a otro más complejo o resolver problemas nuevos.

AMBITO ACTUAL, Y FACTORES PARA LA CREACIÓN DE LA INFRAESTRUCTURA DE LA GESTIÓN DE CONOCIMIENTOS EN EL ENTORNO EMPRESARIAL CUBANO



De acuerdo con un estudio de la Organización para la Cooperación y el Desarrollo Económico, la inversión en conocimientos representa un 8% del producto interno bruto (PIB) en los países que la conforman, similar a la inversión que realizan en equipamiento.

En las Empresas europeas se invierten más de 20 000 millones de dólares en investigar innovaciones ya patentadas.

En nuestro país se ha creado la infraestructura necesaria para la introducción y aplicación de la Gestión de Conocimiento en el entorno empresarial cubano.

Los factores que propician la aplicación de las técnicas de Gestión de Conocimientos en función del desarrollo social y económico son los siguientes:

- El sistema de Ciencia e Innovación Tecnológica
- El Perfeccionamiento Empresarial
- La estrategia de informatización de la Sociedad cubana
- La política Nacional de Información
- Los programas Audiovisuales

Aunque cada uno de estos factores inciden de modo diferente sobre las entidades, su acción sobre ellas tiene implicaciones prácticas positivas incluso a corto plazo. Más aún la acción coordinada y armónica de estos elementos determinan que las perspectivas de las organizaciones cubanas para la utilización exitosa de la Gestión de Conocimientos sea real y beneficiosa.

La aplicación de estos elementos hace que cada vez más las entidades cubanas tengan condiciones adecuadas para emplear la **Gestión de Conocimientos**

IMPLEMENTACIÓN DE LA GESTIÓN DE CONOCIMIENTO EN EL CIPIMM

La Unión Geólogo Minera carecía de una organización capaz de administrar, crear, difundir, adaptar y utilizar conocimientos valiosos en la integración de negocios, tecnologías, servicios, productos y mercados.

El Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica con una rica experiencia en el procesamiento de información referente a metalurgia, minería tecnología, entre otras temáticas y contando con expertos en el procesamiento, selección y proyección de cada línea o campo de interés de la organización, amplios fondos de estudios detallados de la minería y la tecnología minera cubana desarrollada por más de treinta años, así como contando con fondos de patentes propias (42) y posibilidad de mantener actualizada la información relacionada con esta temática al contar con una representante acreditada en la OCPI, usando al máximo la experiencia de nuestra organización en la Propiedad Industrial y transferencia tecnológica, en la comercialización de los conocimientos es que transformamos el Departamento de Información Técnica del CIPIMM en Centro Gestor del Conocimiento a través de la ejecución del proyecto "Gestión de Conocimiento para la UGM y sus Empresas, y la implementación del Sistema de Calidad y Gestión de Conocimiento respectivamente.

OBJETIVOS DEL CENTRO GESTOR DE CONOCIMIENTOS

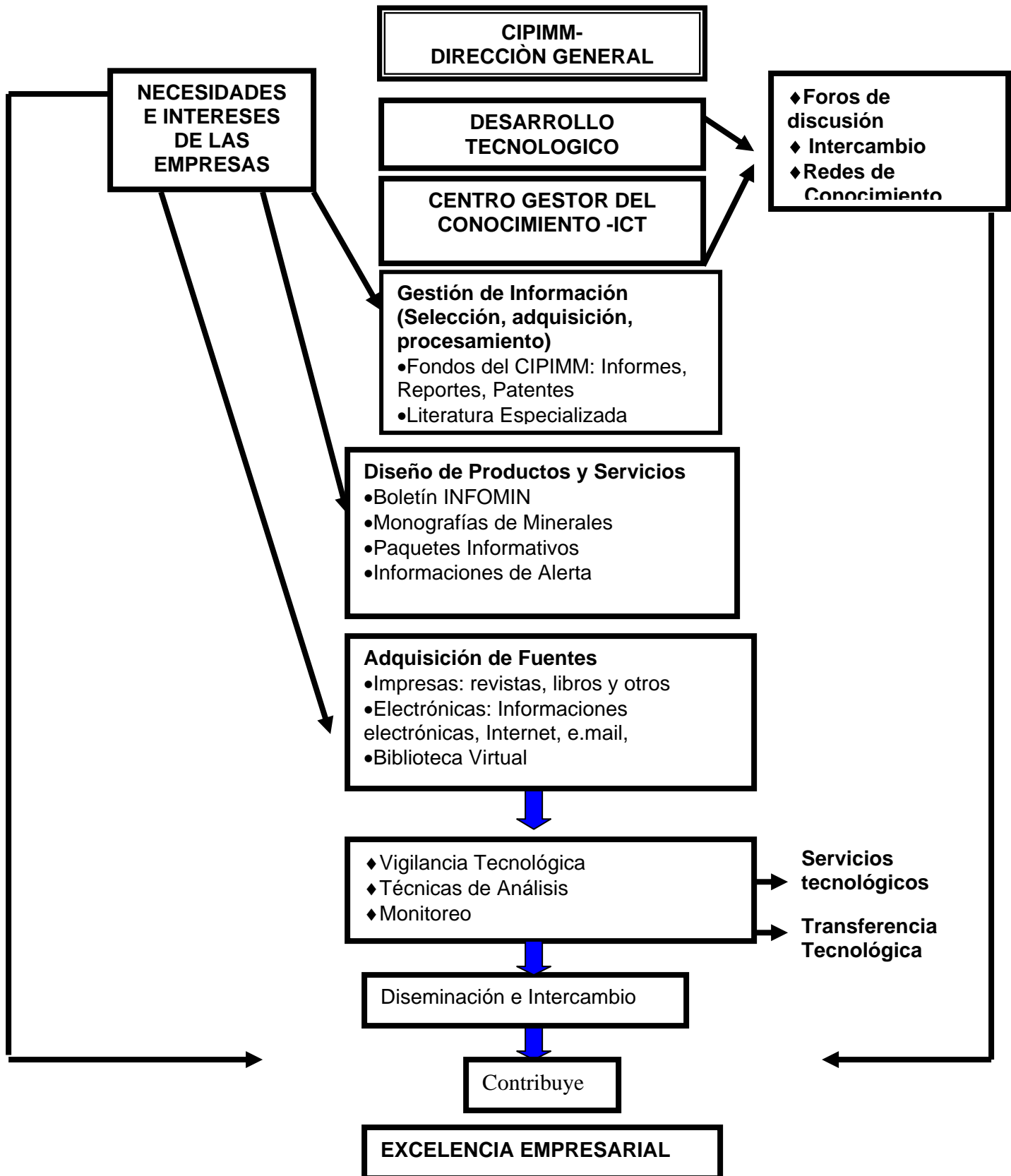
- Aplicación del Sistema de Gestión de Conocimiento del CIPIMM (Ver Anexo)
- Incorporación de los conocimientos a los productos para darle valor añadido, permitiendo el desarrollo de nuevas aplicaciones dando lugar a nuevos mercados y mantener los existentes.



- Elevación sostenida de la innovación tecnológica, reduciendo los costos
- Vigilancia Tecnológica
- Aplicación del Sistema de Calidad



Figura 1.
Sistema de Gestión de Conocimientos





RESULTADOS ALCANZADOS

Los resultados que hemos alcanzado se refieren a la creación del Centro Gestor del Conocimiento, a la implementación de la Gestión de Conocimientos en el CIPIMM; UGM y sus empresas, mediante la satisfacción de las necesidades informativas de nuestros clientes que se realiza en función de los planes de I+D de la Industria Minero-Metalúrgica cubana.

Lo cual se lleva a cabo a través del estudio y análisis de publicaciones, elaboración de monografías de minerales industriales y metales elevando su valor como producto y garantizando sus oportunidades de mercado tanto internas como externas, actualización de la información mediante el uso de Internet.

Paralelamente se edita mensualmente el Boletín científico técnico **INFOMIN** (desde hace 4 años), el mismo se disemina de forma impresa y electrónica, alcanzando muy buena aceptación y cifras considerablemente altas de solicitud como por ejemplo los 800 miembros de la Asociación Internacional de Enseñanza de la Minería, académicos cubanos, profesionales del MINBAS, UGM y sus empresas, miembros de la Academia de Ciencias de Cuba entre otras instituciones. Hoy se puede leer en el sitio web: <http://w3.cetem.gov.br/cyted-xiii/otrasnoticias.htm#Publicaciones>, se encuentra en trámite el ISSN .

Se han realizado además paquetes informativos de las siguientes temáticas:

- Zeolitas
- Nanotecnología
- Hierro esponja
- Almacenamiento de Hidrógeno
- Celdas de Combustible
- Sal
- Mitigación ambiental de las colas residuales de Ni
- Minerales industriales
- Membranas. Ultrafiltración y Microfiltración
- Tecnologías para la obtención de micro y nanopartículas.

Toda esta gestión de conocimiento permitió crear 12 tecnologías que se negocian con MoaNickel Sherritt, Murrin Murrin Australia y BHP Billiton.

Estas tecnologías son novedosas y potencialmente dan solución técnica para el procesamiento de los minerales arcillosos, lo cual permite incrementar el porcentaje sólido de la pulpa para alimentar la autoclave, resolver eficientemente el procesamiento de la serpentina y disminuir o eliminar el impacto sobre el medioambiente.

CONCLUSIONES

En conclusión el éxito de la implementación de la gestión de conocimiento que aporte valor a la empresa, depende de la dirección general, de la cultura corporativa y del compromiso de los propios empleados con su trabajo. Como comenta Anie de Geus en su libro: La Empresa Viviente..... **“Aprender más rápido que la competitividad es la única ventaja competitiva sostenible.”**



BIBLIOGRAFÍA

Geus de, Anie. La Empresa viviente ...s.a

Edvisnsson L, Malone M.S,. El capital intelectual como identificar y calcular el valor de los recursos intangibles de su empresa, 1999

<http://www.redcientifica.com/doc/doc200405180600.html>

Horton F.W., Information Resource Management in public adminis: a decade of pro Gress,1990

Faloh Bejerano Rodolfo. Gestión de Conocimientos: Concepto, aplicaciones y experiencias GECYT,2002

Nonaka.I, Takeuchi,H. The knowledge-creating company. USA: Oxford University Press, 1995

Paez Urdenata, I . Gestión de la Inteligencia. Aprendizaje tecnológico y modernización del Conocimiento,1992



ESTUDIO DEL COMPORTAMIENTO DEL $K_4[Fe(CN)_3]$ EN LA SAL DE CONSUMO HUMANO.

Mirtha Lopez Vargas⁽¹⁾, Miguel A. Anaya Alfonso⁽¹⁾, Lic. José Antonio Alonso⁽¹⁾, Ing. Anolan Díaz Fernández⁽¹⁾, Antonio Sanabria⁽¹⁾.

(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica. Carretera Varona #12028 Km 1 ½, Capdevila, Boyeros, Ciudad de La Habana, Cuba. E-mail: cipimm@ip.minbas.cu

RESUMEN

Recientemente se recibió un pedido de sal para exportación donde el cliente solicitó la adición de DEC, (N, N dietil, 4 metil- piperazina carboxiamida o citrato de sal) , conjuntamente con la adición del anticompactante ferrocianuro de potasio.

Al añadir la DEC a la sal, se observó en determinados lotes la formación de puntos azules y la coloración azul de la sal . Este hecho hizo pensar que la coloración azulada de la sal era responsabilidad de la DEC puesto que anteriormente esto no había sucedido.

El tema desarrollado abordó la investigación de las causas de este comportamiento de la sal, iniciado con el estudio de las características de los reactivos puros y de las mezclas de los mismos con la sal, utilizando técnicas de análisis químico cuantitativo, aislamiento de complejos formados y caracterización por Difracción de Rayos X.

Los resultados obtenidos demuestran que los puntos azules y la coloración de la sal se debe a la presencia del complejo $Fe_4[Fe(CN)_6]$ y que se produce por la presencia de hierro en la sal en el orden de las ppm. La formación de este complejo depende fundamentalmente del contenido de agua en la sal y podemos decir que el pH de la DEC favorece la reacción.

ABSTRACT

Recently, we received a request of export of salt where the client asked for the addition of DEC (N, N dietil, 4 metil-piperazine carboxiamide or salt citrate), jointly with the addition of potassium ferrocyanide as anti-compacting.

When adding DEC to salt, it was observed in some lots, the formation of blue points and the blue color of salt. This fact made us think the blue color of salt was due to the DEC addition, because this had not happened before.

The subject developed dealt with the investigation of the causes of this behavior of salt, started with the study of the characteristics of the pure reagents and their mixtures with salt, using the quantitative chemical analysis, the isolation of the complexes formed and the characterization by X Ray Diffraction.

The results obtained show that the blue points and the blue color of salt were due to the presence of Fe_4 complex ($Fe(CN)_6$) and that it is produced by the presence of iron in salt at a level of ppm. The formation of this complex depends mainly on the water content in salt and we can say that the pH of the DEC favors the reaction.

INTRODUCCIÓN

La sal para consumo humano bajo las condiciones de humedad relativa de nuestro país se compacta por lo que es necesario añadir un anticompactante, realizar la eliminación de las impurezas higroscópicas y utilizar envases herméticos.



El reactivo seleccionado entre 8 productos fue el ferrocianuro de potasio $K_4[Fe(CN)_6] \cdot 3H_2O$ por tener las mejores características como anticompactante. Este producto actúa como un distorsionador de la estructura cristalina del cloruro de sodio [8].

El cloruro de sodio en soluciones puras cristaliza en forma cúbica confiriéndole rigidez al cristal, lo que contribuye a que favorezca el grado de compactación al recrystalizar el NaCl. Al efectuar la cristalización en presencia de otras sales. Precipita en forma octaédrica o rombodecaédrica.

El ferrocianuro posee distancias Inter-planales e inter-iónicas similares a las del NaCl, esto trae como consecuencia que la presencia del ión complejo $[Fe(CN)_6]^{4-}$ distorsione la cristalización del NaCl cristalizando en forma octaédrica con los que incrementa su fragilidad reduciendo el grado de compactación al producirse la recrystalización de la sal por la fluctuación de la humedad relativa [3,8].

La adición del $K_4[Fe(CN)_6]$ es en solución acuosa, lo que permite el aprovechamiento de la instalación que se emplea para la dosificación de yodo en forma de KIO_3 , dando una mayor homogeneidad en la sal y de sólidos insolubles.

Conjuntamente con el ferrocianuro de potasio $K_4[Fe(CN)_6]$, (20 ppm) y KIO_3 , (18 a 50ppm), se adiciona fluoruro de potasio, KF en 220ppm. Debe señalarse que no toda la sal se le adiciona KF, debido a que hay regiones del país que reciben por otras fuentes el fluor.

Recientemente se recibió un pedido de sal para exportación donde el cliente solicitó la presencia del aditivo DEC, N, N dietil, 4 metil- piperazina carboxiamida o citrato de sal. Todos los aditivos se añaden en solución acuosa a la sal.

Al añadir la DEC a la sal se observó en determinados lotes la formación de puntos azules y la coloración azul de la sal. Este hecho hizo pensar que la coloración azulada de la sal era responsabilidad de la DEC puesto que anteriormente esto no había sucedido.

El tema desarrollado abordó la investigación de las causas de este comportamiento de la sal, iniciado con el estudio de las características de los reactivos puros y de las mezclas de los mismos con la sal, utilizando técnicas de análisis químico cuantitativo, aislamiento de complejos formados y caracterización por Difracción de Rayos X.

Se presenta un análisis de la posible presencia de cationes de Hierro en la sal beneficiada a partir de la toma de agua de mar hasta el envase y su relación con el estado técnico del equipamiento instalado en la planta de beneficio detectado a través del diagnóstico tecnológico y muestreos realizados a la salina y a la planta de beneficio.

MATERIALES Y MÉTODOS

Materiales

KIO_3 , yodato de potasio en sal

KF, fluoruro de potasio en sal.

$K_4[Fe(CN)_6] \cdot 3H_2O$, prusiato amarillo o ferrocianuro de potasio en sal

DEC dietil carbamacina en sal.

NaCl libre de aditivos, 0,3% humedad.



NaCl, azulada.

Soluciones acuosas de los aditivos a una concentración establecida

KIO₃ 15 a 50 ppm de I, solución incolora, transparente.

KF 180-220ppm, solución incolora transparente

K₄[Fe(CN)₆] · 3H₂O a 20 ppm, solución amarilla, transparente.

DEC Solución incolora, transparente, PH=3.1 debido a su hidrólisis ácida.

FeCl₃ 5-10 ppm, solución naranja transparente

Métodos

- Caracterización de todos los reactivos puros por difracción de rayos X
Se realiza la caracterización empleando RX para determinar e identificar presencia de impurezas presencia , identificar líneas características.
- Ensayos cualitativos de mezcla de las diferentes soluciones.
Se prepararon diferentes mezclas de soluciones y cualitativamente se observaron los cambios producidos, cambio de coloración, formación de precipitados, otros.
- Ensayos cualitativos de mezclas de soluciones en presencia de sal en presencia de los diferentes reactivos. Posteriormente , se repiten los ensayos añadiendo solución de Fe³⁺
- Aislamiento del compuesto formado.
Aislamiento del compuesto mediante la precipitación en alcohol etílico y posterior extracción. Caracterización del compuesto aislado empleando DRX.
- Determinación de la presencia de cationes de hierro en la sal por muestreo y análisis químico.

Equipos

Los difractogramas de rayos X se obtuvieron mediante el Método de polvo variante intermitente con el empleo del equipo PHILIPS 1710. La interpretación de las muestra se hizo utilizando la base de datos en soporte magnético del Centro Internacional de patrones de difracción de polvos de la ASTM año 2000.

Evaluación del Resultado.

Resultado Negativo: Cuando no se produce cambio de color, o toma un ligero color amarillo o ladrillo.

Resultado Positivo : Cuando se produce cambio de color a azul (gradualmente intenso según concentración).

RESULTADOS Y DISCUSIÓN.

Resultados de la caracterización del Ferrocianuro de potasio K₄[Fe(CN)₆] y la sal azul

En el difractograma 1 se aprecian las reflexiones del K₄[Fe(CN)₆].3H₂O complejo ferrocianuro potasio o hexaciano ferrato (11) de potasio. No se aprecian reflexiones que puedan indicarnos la presencia de impurezas.



Al analizar la sal azulada por DRX se obtuvo el difractograma 2. Se tomó una muestra de sal de un lote identificada como sal azul que mostró solamente el patrón de difracción del NaCl, no detectándose presencia alguna de otro u otros componentes. Este resultado está afectado por la alta concentración del NaCl. por la baja concentración del complejo de Hierro.

Difragtograma 1: Lote de sal color azul claro en la muestra que no permite identificar al compuesto responsable de la coloración azul.

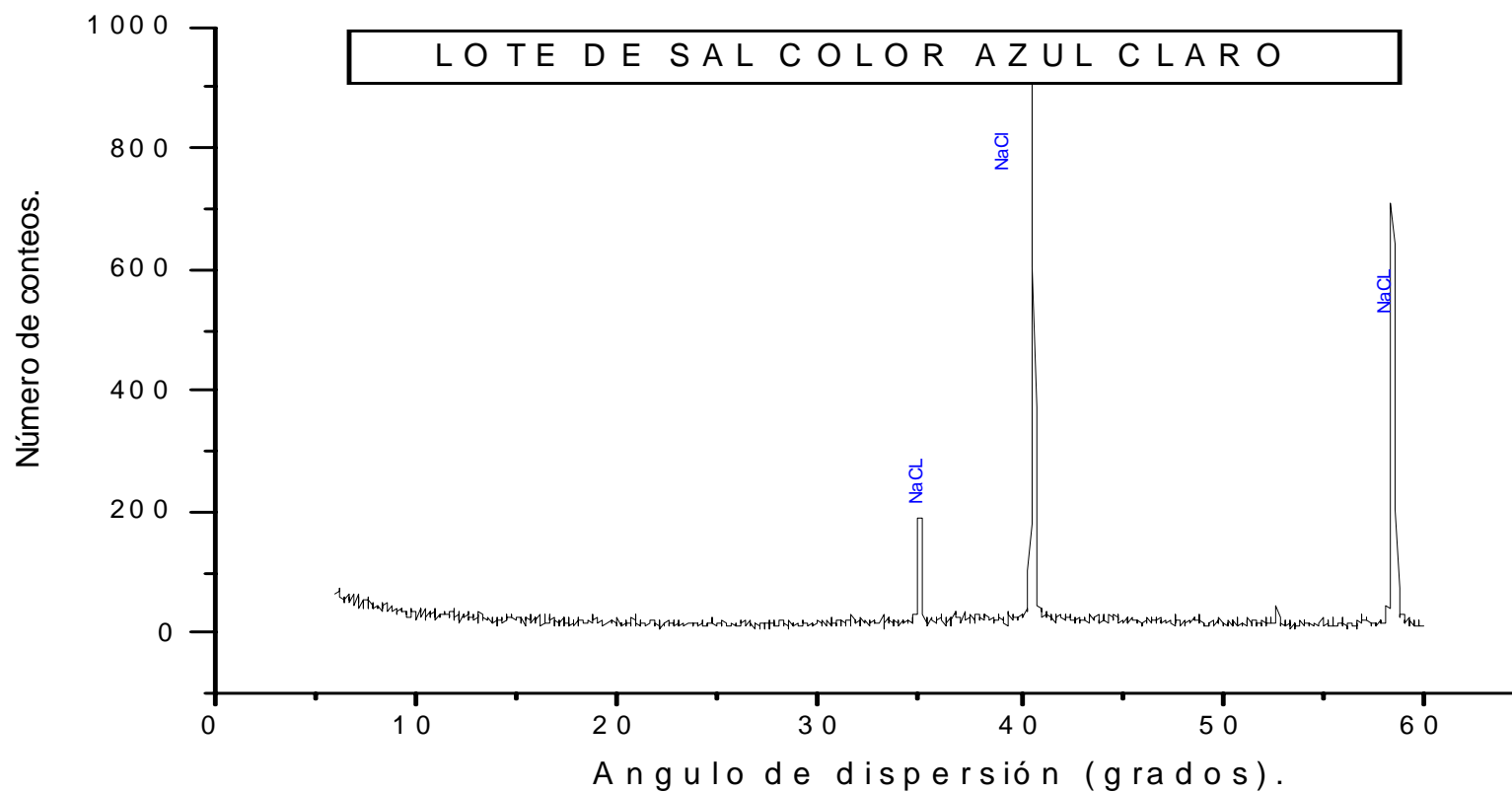


Figura 1: Difractograma realizado a la sal de consumo humano con aditivos incluyendo DEC dimetil carbamazima o citrato de sal. Esta sal tomo coloración azul, fenómeno no observado anteriormente en la sal con aditivos autorizados en nuestro país para la aditivación de sal para consumo humano.

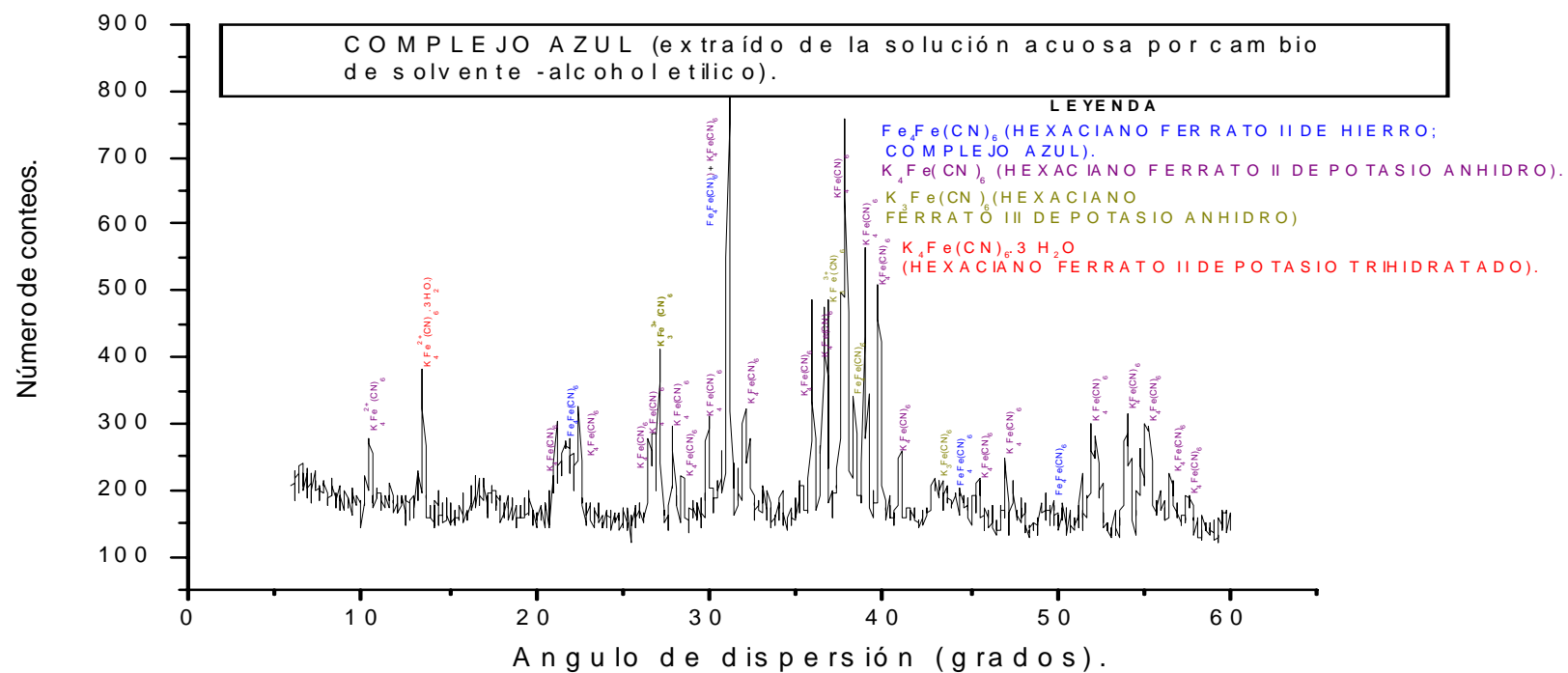


Figura 2: Difractograma del sistema de complejos que dan coloración azul a la sal $\text{Fe}_4[\text{Fe}(\text{CN})_6]_3$ el hexaciano ferrato de hierro (III) .



RESULTADOS OBTENIDOS AL REALIZAR LOS ENSAYOS CUALITATIVOS UTILIZANDO LOS ADITIVOS EN LAS CONCENTRACIONES ESTABLECIDAS EN SOLUCIÓN ACUOSA.

Ensayo de aditivos sin la presencia de la sal.

En el primer grupo de ensayos, se pretende conocer si la interacción o presencia de estos reactivos pudieran ser responsables de la coloración de la sal.

<u>Mezcla de Soluciones</u>	<u>Observación</u>	<u>Resultado</u>
DEC + $K_4[Fe(CN)_6]$	Solución amarilla dada por el ferrocianuro a la solución de DEC transparente e incolora.	Negativo
DEC + KF	Solución transparente e incolora	Negativo
DEC + KIO_3	Solución transparente y amarilla clara, coloración del KIO_3	Negativo
DEC + Fe^{3+}	Solución amarilla por el catión Fe^{3+} en solución	Negativo
DEC + $K_4[Fe(CN)_6]$ + KF	Solución amarilla por coloración del ferrocianuro (II)	Negativo
DEC + $K_4[Fe(CN)_6]$ + KF + KIO_3	Solución amarilla por los reactivos $K_4[Fe(CN)_6]$ y KIO_3	Negativo

De los resultados se infiere que ninguno de los reactivos o de su mezcla toma coloración azul.

Ensayos cualitativos con adición de Fe^{3+}

En este segundo grupo de ensayos se incorpora la solución que contiene Fe^{3+} a las soluciones de aditivos.

<u>Mezcla de Soluciones</u>	<u>Observación</u>	<u>Resultado</u>
KIO_3 + Fe^{3+}	Solución amarillo rojiza transparente	Negativo
KF + Fe^{3+}	Solución rojiza clara transparente	Negativo
$K_4[Fe(CN)_6]$ + Fe^{3+}	Color azul intenso y formación de un precipitado	Positivo
$K_4[Fe(CN)_6]$ + KF + KIO_3 DEC + Fe^{3+}	Color azul intenso y formación de un precipitado.	Positivo

El ferrocianuro de potasio en presencia del ión Fe^{3+} forma un precipitado azul denominado azul de Prusia, que es el ferrocianuro férrico que, como se aprecia se produce en los últimos ensayos [7,10,11].





De los resultado obtenidos al poner en contacto los diferentes reactivos en solución acuosa solamente se observó el cambio de coloración cuando está presente el Fe^{3+} y el ferrocianuro de potasio.

Realización de ensayos cualitativos empleando sal sin aditivo , aditivando con las diferentes sales y añadiendo FeCl_3 sal.

Los aditivos se añaden manteniendo la concentración establecida a 500 g de NaCl (¹).

Ensayos cualitativos empleando sal sin aditivo , aditivando con las diferentes sales de forma independiente.

<u>Mezcla de Soluciones</u>	<u>Observación</u>	<u>Resultado</u>
$\text{NaCl} + \text{K}_4 [\text{Fe}(\text{CN})_6]$	NaCl cristalina blanca	Negativo
$\text{NaCl} + \text{KIO}_3$	“ “ “	Negativo
$\text{NaCl} + \text{KF}$	“ “ “	Negativo
$\text{NaCl} + \text{KF}$	“ “ “	Negativo

Ensayos cualitativos empleando sal sin aditivo , aditivando con las mezclas de diferentes sales.

<u>Mezcla + sal+ react</u>	<u>Observación</u>	<u>Resultado</u>
$\text{NaCl} + \text{K}_4 [\text{Fe}(\text{CN})_6] \cdot 3\text{H}_2\text{O} + \text{KIO}_3 + \text{KF}$	NaCl cristalina blanca	Negativo
$\text{NaCl} + \text{K}_4 [\text{Fe}(\text{CN})_6] \cdot 3\text{H}_2\text{O} + \text{KIO}_3 + \text{KF} + \text{DEC}$	“ “ “	Negativo

Ensayos cualitativos empleando sal sin aditivo , aditivando con las diferentes sales y añadiendo FeCl_3 sal.

<u>Mezcla + sal+ react +Fe^{3+}</u>	<u>Observación</u>	<u>Resultado</u>
$\text{NaCl} + \text{Fe}^{3+}$	NaCl cristalina blanca	Negativo
$\text{NaCl} + \text{K}_4 [\text{Fe}(\text{CN})_6] \cdot 3\text{H}_2\text{O} + \text{Fe}^{3+}$	NaCl cristalina azul	Positivo
$\text{NaCl} + \text{K}_4 [\text{Fe}(\text{CN})_6] \cdot 3\text{H}_2\text{O} + \text{KIO}_3 + \text{KF} + \text{DEC} + \text{FeCl}_3$	NaCl cambia de coloración al estar en contacto con el medio	Positivo

Todas las mezclas se homogeneizaron usando un mezclador de doble rotación (rotación vertical y sobre el eje).

Los resultados indican que es indispensable la presencia de cationes de Fe^{3+} , para que ocurra la formación del $\text{Fe}_4[\text{Fe}(\text{CN})_6]_3$ azul de Prusia.

La sensibilidad de este ensayo en solución acuosa es de 1.3 mg de $\text{Fe}_4[\text{Fe}(\text{CN})_6]_3$ y su concentración limite: 1 en 400 000.

Al dejar la sal azulada en contacto con el medio puede observarse la formación de puntos blancos presumiblemente de $\text{Fe}_4[\text{Fe}(\text{CN})_6]_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$ deshidratado.



En la reacción queda $\text{Fe}_4[\text{Fe}(\text{CN})_6]$ sin reaccionar pero debido a la intensidad de la coloración del $\text{Fe}_4[\text{Fe}(\text{CN})_6]_3$ no se aprecia, sino una masa homogénea de color azul, es decir que puede ocurrir un equilibrio de absorción y desorción de H_2O de acuerdo a la humedad relativa que exista y por supuesto de la temperatura ambiente [3,7,8,9].

El $\text{Fe}_4[\text{Fe}(\text{CN})_6]$ anhidro es de color blanco sucede que el esta en un equilibrio metaestable respecto a sus moléculas de H_2O



Aislamiento

Se tomo una muestra de sal azul y se disolvió en agua . A la solución se le añadió alcohol etílico grado analítico para obtener y separar el complejo formado por una cambio de solvente ya que el $\text{Fe}_4[\text{Fe}(\text{CN})_6]_3$ es insoluble en etanol.

Precipitado el complejo se secó utilizando una estufa a vacío (-0.9 atm) y una temperatura de 60 ° C. El polvo seco se trituró en un mortero y se entrego al laboratorio de DRX para su análisis.

En el difractograma 3 del producto aislado se identifica la presencia de los siguientes complejos.

Ferrocianuro férrico $\text{Fe}_4[\text{Fe}(\text{CN})_6]_3$ complejo azul conocido como azul de Prusia.

Ferrocianuro de potasio $\text{K}_3[\text{Fe}(\text{CN})_6]$ anhidro precipitado blanco. No debe tener 4 potasios

Ferrocianuro de potasio trihidratado, $\text{K}_3[\text{Fe}(\text{CN})_6] \cdot 3\text{H}_2\text{O}$, o prusiato amarillo.

Ferrocianuro de potasio anhidro, $\text{K}_3[\text{Fe}(\text{CN})_6]$, cristales rojos.

En el difractograma se aprecia la existencia de complejo azul de ferrocianuro férrico, $\text{Fe}_4[\text{Fe}(\text{CN})_6]_3$, mayoritario, responsable de la coloración azul en la sal. La existencia del ferrocianuro de potasio nos indica que el compuesto aislado es una mezcla donde el precipitado azul denominado azul de Turnbull, mezcla de ferrocianuro ferroso y de ferrocianuro férrico, ya que el ferrocianuro oxido en parte al ión Fe^{2+} a Fe^{3+} reduciéndose a ferrocianuro.



Cuando hay Fe^{3+} presente la reacción de formación del $\text{Fe}_4[\text{Fe}(\text{CN})_6]_3$ inmediata, pero si esta presente el Fe^{2+} se forma un precipitado, $\text{Fe}_4\text{K}_2[\text{Fe}(\text{CN})_6]_3$ blanco que azulea por oxidación atmosférica al formarse el Fe^{3+} . Es por esto que un lote puede salir sin coloración azul pero que al transcurrir el tiempo requerido para la oxidación tomar la coloración azul. revisar



Análisis de la posible de la presencia de los cationes Fe^{2+} y Fe^{3+} en la sal precipitada.

En el proceso de obtención de NaCl por evaporación solar en la laguna de evaporación de 3,5 a 20 °Be, se deposita el Fe_2O_3 y el CaCO_3 de 7 a 16°Be [5,8].

Usilo la sociedad de productores de salde Australia meridional y el investigador Garret [3] que el Fe_2O_3 existe solamente a una densidad del agua de mar de 3,5 °Be y que a 7,5°Be todo ha precipitado, por ende, del análisis proceso de obtención, no avala la presencia de Fe^3 o Fe^2 en la sal[4,8].

El agua de mar y salmuera son peligrosas para muchos metales como el hierro y sus aleaciones, CT-3, hierro forjado donde producen los iones Cl^- un desgaste superficial..

El ataque en profundidad. Esta forma piteras de corrosión se presenta en el hierro (acero) por acción del ión Cl^- en forma de picaduras, embudo, perforaciones, corrosión, intercrystalina, etc.

Las picaduras, embudos y perforaciones. Se encuentran de preferencia en la corrosión del hierro teniendo como resultado su disolución.

Podemos considerar que otra de las fuentes de Fe^{3+} en la sal puede deberse a la disolución de partes de hierro equipos, rieles de tren, etc.

La presencia de Fe^{3+} en la sal para la formación del $\text{Fe}_4[\text{Fe}(\text{CN})_6]_3$ puede originarse por la oxidación atmosférica del hierro y su posterior disolución por la acción del Cl^- al someter el hierro al aire a diferentes temperaturas 700,800,900°C9 se incrementa la velocidad de formación de Fe_2O_3 [10,11,12].

El horno de secado de sal es una operación donde puede incorporarse Fe en forma de Fe_2O_3 , por contaminación durante la molienda, donde se fragmenta en particular el Fe_2O_3 incrementando el ataque del ión cloruro obteniéndose el ión Fe^{3+} .

CONCLUSIONES:

- Al poner en contacto los aditivos con la sal independientemente cada uno, en pares o la mezcla de KIO_3 , KF, $\text{K}_4\text{Fe}(\text{CN})_6 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$, no se produce cambio de coloración en la sal.
- Al poner en contacto los reactivos con la DEC, uno a uno en pares o la mezcla KIO_3 , KF, $\text{K}_4\text{Fe}(\text{CN})_6 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$ no se produce cambio en la coloración de la sal.
- La DEC en presencia de Hierro (II) o Hierro (III) no produce cambio de coloración en la sal.
- **La coloración azul solo se presenta al contener la sal cationes de Hierro (II) ó (III), solos o mezclados:** en el caso del Hierro (III) debido a que se forma el complejo coloreado denominado ferrocianuro férrico $\text{Fe}_4[\text{Fe}(\text{CN})_6]_3$ conocido como **Azul de Prusia**, cuando hay presencia de hierro (II) se produce el complejo ferricianuro ferroso $\text{Fe}_3[\text{Fe}(\text{CN})_6]_2$ denominado **azul de Turnbull**, cuando están presentes ambos cationes debido a la mezcla de los dos complejos de color azul antes mencionado.
- Las posibles fuentes de hierro en la sal están dadas por el contacto de la misma con la cama de los camiones y/o carretas, las barras de la tolva receptora que pueden ser afectadas con alto grado de corrosión y en la planta de beneficio por la posible presencia de algún equipamiento que no sea de acero inoxidable.



BIBLIOGRAFIA:

- Bearvers, A.N., 1998. Chem. Revs. , 62, 293,.
- Colectivo de autores, 1978. American Water Works Association. Edition American Public Health Association,
- Colectivo de autores, 1993. Banco de Información Industrial y Tecnológica. Programa ONUDI,.
- Cotton, F.A and Wilkinson., 1966. Advanced Inorganic Chemistry. Edic. R.,.
- Domínguez, J., 1987. Introducción a la Corrosión y Protección de los metales, MES, ISPAJAM, La Habana,.
- Mutes, 1990. Handbook of Analytical Chemistry, McGraw-Hill. Book Company, New York,.
- Mendel, A. D., 1999. Theory and Structure of Complexes Compounds . Pergamon Press London, page. 189,.
- Merlot, A. 1977. Tecnología de la Sal Marina. MMG, La Habana,.
- Moush, D. H., 1998. Reactions of Coordinated Ligands . American Chemistry Society ,.
- Latimer and Hildebrand., 1967. Reference Book of Inorganic Chemistry., Edic. R.,.
- Richard, 1995. American Chemistry Soc., 81, 528,.
- Vogel, A. I., 1967. Química Analítica Cualitativa, Edic. R.,.



PAPEL DE LA INDUSTRIA MINERA EN LOS PROBLEMAS MEDIOAMBIENTALES GLOBALES

Mailene Duménigo Rodríguez⁽¹⁾

(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica CIPIMM

La grave destrucción del Medio Ambiente se ha asociado muy a menudo con la producción primaria de metales y su creciente consumo. Debido a que la Industria de los metales ha consumido grandes cantidades de combustible y recursos naturales y ha emitido a grandes cantidades de contaminantes y desechos debe sensibilizarse responsablemente con el Medio Ambiente mundial.

La industria metalúrgica comienza a dar los primeros pasos en este sentido, aunque no lo suficiente, la tecnología ambientalista han sido ampliamente introducida en la incineración de desechos industriales y urbanos, tratamiento de H₂O residuales limpieza de gases emitidos etc, y muchos fundidores tratar los desechos problemáticos tales como el polvo, los lodos, las soluciones residuales, etc aunque los valores contenido metálico no sea tan alto. El mejoramiento futuro en la tecnología metalúrgica tal como el ahorro de energía, proceso con menos carbono, el establecimiento de sistemas cerrado mediante reciclaje, la aplicación de la biotecnología etc están todos profundamente relacionados con los problemas ambientales.

En el presente artículo se debate sobre la conservación del Medio Ambiente mundial la energía y los recursos con referencia especial a la emisión de CO₂ en la industria de los metales.



ELIMINACIÓN DEL MERCURIO Y DEL CIANURO DE LOS RESIDUALES LÍQUIDOS DEL LABORATORIO DE LA EMPRESA GEOMINERA ORIENTE

**Mirian Medina (1) Noel Abrahantes R (2) Yordanka Redondo (3) Nora Pentón (4)
1,2,3,4, Empresa Geominera Oriente**

Este trabajo se refiere a la eliminación en los residuales líquidos del laboratorio del mercurio empleado en la determinación volumétrica de Fe utilizando el Cobre metálico de desecho y la eliminación de Cianuro procedente de la determinación de Calcio y Magnesio Volumétrico obviando su uso.

La contaminación de los residuales líquidos del Laboratorio con el ion mercurio proviene de la determinación volumétrica de Fe en las Lateritas

Cuando añadimos el Cobre metálico al residual se forma la correspondiente amalgama en la superficie del Cobre . Esta amalgama se va recuperando en pomos que se cierran Herméticamente, para su posterior uso

INTRODUCCION DE OBLIGATORIAS TECNICAS INTERNACIONALES PARA EL CONTROL DE LOS PROCESOS PRODUCTIVOS DE LA INDUSTRIA MINERO-SALINERA

Guillermo Cilano Campos⁽¹⁾; Lianett Hechavarría Aguilera⁽¹⁾; Luis Álvarez Toledo⁽¹⁾; Aida Álvarez Alonso⁽¹⁾; Emilio Ajete Serrano⁽²⁾

(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica. Carretera Varona #12028 Km 1 ½, Capdevila, Boyeros, Ciudad de La Habana, Cuba E-mail: cipimm@ip.minbas.cu

(2) Grupo Empresarial Geominsal

RESUMEN

En el presente trabajo se desarrollan dos nuevas metodologías obligatorias que deben existir en todos los laboratorios centrales de cualquier proceso productivo, aplicadas particularmente a las empresas mineras y salineras del país. Las mismas, constituyen un requisito indispensable para el logro de las futuras Marcas Cubanas de Conformidad de nuestros principales renglones exportables, como una vía para contrarrestar las barreras técnicas comerciales que nos imponen los países del primer mundo.

Dichas metodologías están relacionadas con alguno de los principales requisitos técnicos de los laboratorios de ensayo, tales como, el Control de la Calidad de las Producciones y la realización de Ensayos de Aptitud entre entidades vinculadas a un tipo de producción.

ABSTRACT

In the present work we develop two new obligatory technologies that must exist in every central laboratory of any kind of productive process, applied mainly to the mining and salt mines enterprises of the country. They constitute an indispensable requisite to obtain future Cuban Conformity Marks of our main exportable lines, as a way to counter the technical – commercial barriers imposed by the first world countries.

These methodologies are related with some of the main technical requisites of the assays laboratories, such as the Quality Control of Productions and the run of Attitude Assays between entities linked to a certain kind of production.

INTRODUCCIÓN

La Organización Mundial del Comercio (OMC) está integrada por la mayoría de los países del mundo, y sus miembros están en la obligación de cumplir todos los deberes referentes al comercio internacional que hayan sido acordados en cualquiera de sus 29 textos jurídicos ⁽¹⁾. Entre estos, uno de los de mayor relación con la actividad de normalización, el Acuerdo sobre Obstáculos Técnicos al Comercio (AOTC), tiene como objetivo fundamental, promover y exigir la utilización de Reglamentos Técnicos, Normas y Procedimientos para la Evaluación de la Conformidad, que no introduzcan obstáculos al comercio entre los países⁽²⁾. En el mismo se reconoce que no debe impedirse a ningún país que adopte las medidas necesarias, para proteger la salud y la vida de las personas y animales, para la protección del medio ambiente, y para la presencia de prácticas que puedan inducir a error, así como que los países en vías de desarrollo pueden encontrar dificultades especiales para lograr el cumplimiento de los objetivos planteados y por tanto están sujetos a enfrentarse a serias barreras técnicas comerciales.

En la actualidad, las barreras técnicas superan a las arancelarias y son impuestas por los países más desarrollados a sus importaciones. Esto sin lugar a dudas, debido a la insuficiente cultura y poco desarrollo en la calidad de las exportaciones de los países en vías de desarrollo, provoca efectos muy negativos en ellos, tales como, baja competitividad, pérdida de mercados y bajos precios de sus productos. Nuestro país por supuesto no está exento de estas consecuencias. Cada vez se hace más difícil obtener nuevos mercados para los renglones exportables, debido a alta calidad de los productos de otros países del Primer Mundo.

La Sal de Grado Alimentaria (en lo adelante Sal) constituye uno de los productos nacionales que en la actualidad se encuentra en planes de exportación a diversos países del mundo. Se produce en varias empresas salineras del país para satisfacer primero el consumo nacional, y existe además, un extenso Programa de Desarrollo Científico-Técnico⁽³⁾, con el objetivo de aumentar gradualmente su calidad de forma tal que pueda competir en el mercado internacional. Este producto pertenece al sector reglamentario por estar vinculado a la salud y la vida de las personas, lo que implica que sean mayores las exigencias que imponen los países importadores. Tal es así, que en este año entrarán en vigor las Directivas del CODEX ALIMENTARIUS⁽⁴⁾, cuerpo internacional responsable de la ejecución del Programa Normalizativo de la Organización para la Alimentación y la Agricultura de las Naciones Unidas (FAO). Debido a ello, la Sal, como aditivo alimentario debe cumplir determinados principios obligatorios para asegurar la inocuidad⁽⁵⁾, calidad⁽⁶⁻⁸⁾, higiene⁽⁹⁻¹⁰⁾ y aquellos referidos a la inspección y certificación de la exportación⁽¹¹⁾

En cuanto a estos últimos, uno de los más importantes constituyen los relacionados a la armonización, el control y la inspección, para lo cual la CODEX estableció determinadas líneas para asegurar la competencia de los laboratorios de ensayo involucrados en el control de la producción y exportación de los alimentos.⁽¹²⁾ En este sentido, resulta obligatorio que dichos laboratorios asuman un Sistema de Gestión de la Calidad competente⁽¹³⁾, adopten procedimientos de Control Interno de la Calidad (CIC) recomendados⁽¹⁴⁾ y participen sistemáticamente en adecuados Ensayos de Aptitud Interlaboratorios⁽¹⁵⁾.

El primero de ellos está vinculado con la Acreditación de los laboratorios por parte de instituciones legalizadas del país como uno de los requisitos indispensables para la futura solicitud de la Marca Cubana de Conformidad⁽¹⁶⁾ de la Sal. En este sentido, el país cuenta con un laboratorio acreditado para tales ensayos, perteneciente al mismo Grupo Empresarial Geominsal al que también están subordinadas todas las empresas salineras del país. Este laboratorio radica en el Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica (CIPIMM) y tiene entre sus obligaciones, implementar e introducir todos los requisitos técnicos y de gestión de la norma⁽¹³⁾ en cada uno de los laboratorios centrales de las empresas salineras.

La implementación de las dos líneas restantes referidas al Control Interno de la Calidad y a los Ensayos de Aptitud Interlaboratorios, constituyen precisamente los objetivos específicos de este trabajo, y para ello se tendrán en cuenta fundamentalmente los dos procedimientos recomendados⁽¹⁴⁻¹⁵⁾

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

Control Interno de la Calidad (CIC)

Para el desarrollo de este trabajo se decidió definir el CIC mediante dos operaciones básicas, la introducción de las llamadas muestras de control o de referencia en el lote

analítico para monitorear la veracidad y el control estadístico del sistema, y la duplicación de muestras de ensayo para monitorear la precisión.

El control estadístico se corresponde con la estabilidad de la operación misma del análisis químico, de forma tal que se garantice que cualquier resultado arbitrario x , esté distribuido en una población normal con media μ y varianza σ^2 . De esta manera, el 0,3% de los resultados estarán fuera de los límites $\pm 3\sigma$, es decir, "fuera de control", significando esto que será necesario tomar determinadas acciones. Este control estadístico será llevado a cabo gráficamente con la ayuda de las Cartas de Control de Shewhart o numéricamente comparando los valores de $Z = (x - \mu) / \sigma$, contra determinados valores que aparecen tabulados en la mayoría de los textos especializados en estadística. Para ello, se confecciona un gráfico de los valores de concentración medidos a una muestra de control, contra el número de la corrida en el eje horizontal y se trazan las líneas de $\mu \pm 2\sigma$ y $\mu \pm 3\sigma$.

Se define que el sistema analítico está "fuera de control" y por tanto es necesario tomar determinadas acciones, si ocurre cualesquiera de las siguientes situaciones:

- a) El valor obtenido de la muestra de control cae fuera de los límites de acción ($\mu \pm 3\sigma$)
- b) El valor obtenido de la muestra de control y el que le precede, caen fuera de los límites de alerta ($\mu \pm 2\sigma$) pero dentro de los límites de acción ($\mu \pm 3\sigma$)
- c) Nueve sucesivos valores de la muestra de control caen en un mismo lado de la línea de la media (μ)

El objetivo de la duplicación de muestras será la de evaluar si las diferencias entre dichos resultados es consistente o no con el valor de la varianza del error aleatorio o indeterminado σ_0 reportado para el procedimiento. La estimación del valor σ_0 estará en función del rango de concentraciones del analito en cuestión. Para el caso de un rango estrecho de concentraciones (caso típico nuestro), se estima el valor límite de control para la comparación a partir de la repetibilidad de $2\sqrt{2}\sigma_0$, es decir, cuando el 95% de los valores de $|d|$ estén por debajo de $2\sqrt{2}\sigma_0$ y como promedio, el 0,3% por encima de $3\sqrt{2}\sigma_0$.

De forma práctica, para un grupo de n resultados duplicados y teniendo en cuenta la diferencia estandarizada. $Z_d = d / \sqrt{2}\sigma_0$, solamente tres lotes por cada mil (0,3%) tendrán un valor de :

$$|\sum Z_d| > 3\sqrt{n}$$

es decir, el lote será rechazado cuando se cumpla la inecuación anterior debido a la falta de precisión en los resultados.

Ya establecido el criterio estadístico para el rechazo o no de los resultados obtenidos por un lote, sólo nos queda calcular el número de repeticiones a llevar a cabo, para lo cual debe establecerse primero un tipo y plan de muestreo estadístico adecuado. La Norma ISO 3534-2:1999 define 10 tipos de muestreo diferentes. De acuerdo a las características de un laboratorio de ensayo, donde puede considerarse como lote, los grupos de muestras con características físico-químicas similares, resulta conveniente aplicar el llamado Muestreo Simple, que consiste en la inspección (en este caso duplicación) de un número de muestras n_0 del lote de tamaño N , y la posterior aceptación o rechazo de acuerdo a la inecuación anterior. Este valor de n_0 se calcula por el plan de muestreo teniendo en cuenta el valor de N y del valor que deben tomar algunos parámetros técnicos en función del comportamiento probabilístico. Para la

mayoría de los laboratorios de ensayo de nuestras empresas productoras y en especial para las salineras, estos parámetros técnicos pueden tomar valores fijos, lo que simplifica grandemente las operaciones de cálculo. De esta forma, y a partir del criterio utilizado de este colectivo de investigadores expuesto en un trabajo anterior ⁽¹⁷⁾, para un valor típico de la Cifra de Aceptación $c = 0$ (como es el caso de lotes relativamente pequeños), el valor teórico de Función probabilística Y resulta 0,3679, y se calcula el número de muestras a duplicar para la expresión :

$$n_0 = (Y N) / (0,07 N + Y)$$

Este valor de n_0 resulta generalmente en la práctica la mitad del tamaño del lote, es decir, deben duplicarse al menos la mitad de las muestras de ensayo cuando el lote es relativamente pequeño ($N < 20$) y las muestras tienen composición similar, criterio este que será utilizado durante la ejecución del CIC en los laboratorios salineros.

Ensayo de Aptitud Interlaboratorio

Aunque existen varios tipos de EAI según se describe en la ISO Guide 43 ⁽¹⁸⁾, todos ellos coinciden en la característica común de comparar los resultados de un laboratorio con los obtenidos por uno u otros laboratorios. Los esquemas pueden ser muchos, pero el que proponemos es un protocolo armonizado que es universalmente aceptado. Para ello, el EAI estará integrado por dos grandes operaciones, la Organización (o protocolo) y el Procedimiento Estadístico Generalizado (PEG) para el análisis de los resultados.

Organización

En este aspecto se tienen en cuenta once puntos:

- Estructura del esquema seleccionado.
- Organización misma.
- Materiales de Ensayo.
- Frecuencia de la distribución de materiales de ensayo.
- Establecimiento del valor asignado.
- Selección del Método Analítico.
- Información.
- Criterios.
- Reporte de resultados.
- Comunicación.
- Falsificación de resultados.
- Repetibilidad.

La Estructura del Esquema seleccionado debe cubrir los pasos esenciales durante todo el tiempo que dure el EAI, desde que las muestras son distribuidas a los participantes hasta que el coordinador entrega finalmente los resultados obtenidos de la evaluación.

Los Materiales de Ensayo serán similares en tipo a los materiales que son rutinariamente analizados por los laboratorios. Por supuesto, debe tener una alta homogeneidad para todos los analitos, y debe además ser evaluada (Anexo 1)

La Frecuencia de distribución deberá ser evaluada en función de las posibilidades económicas, técnicas o estratégicas de los participantes. Generalmente, para el caso de la Industria Salinera podría ser cuatrimestralmente.

El establecimiento del valor asignado por el coordinador (CIPIMM) será a través de la confección de una Muestra de Referencia de sal que se haya preparado al efecto por un personal altamente calificado.

La Selección del método analítico (aunque puede realizarse por los participantes), en el caso de la sal, se utilizarán los procedimientos acordados en las Normas Cubanas confeccionadas al efecto.

La Información de las diferencias entre los distintos resultados de los participantes y del valor asignado del Material de Ensayo será codificada a través de un valor típico.

Un Criterio de la anterior codificación se fijará para todos los analitos de forma tal que puede juzgarse la competencia de cada participante.

Los Reportes de todos los resultados de todos los participantes serán entregados a los mismos, sin declarar la pertenencia.

La Comunicación para ofrecer toda la documentación e información será a través de una carta oficial.

Por último, los procedimientos utilizados por los participantes en el EAI deben ser los mismos que generalmente utiliza, entonces, las determinaciones duplicadas durante el mismo, deberán llevarse a cabo sólo si esto es la forma del análisis de rutina.

Procedimiento Estadístico Generalizado (PEG)

El Procedimiento Estadístico Generalizado (PEG) consta de 7 aspectos fundamentales:

- Valor asignado
- Formación de Z-Scores
- Interpretación de Z-Scores
- Alternativa de Z-Scores
- Combinación de resultados de los Laboratorios
- Scores de la corrida
- Clasificación, orden y otras.

El Valor asignado se define como la media de los valores (Anexo 2)

La Formación del Z-Score se establece a través de comparar el bias con un valor clave de desviación estándar $Z\text{-Score} = (x - \bar{x}) / \sigma$

La interpretación de Z-Scores consiste en que si \bar{x} y σ son buenas estimaciones de la media y la desviación estándar de la población respectivamente, Z será normal y se cumplirá que valores de $|Z| > 3$ serán muy raros en el comportamiento analítico.

De acuerdo a esto, la Clasificación para los EAI será :

$|Z| \leq 2$ Satisfactorio

$2 < |Z| < 3$ Cuestionable

$$|Z| \geq 3 \text{ Mal}$$

En el caso de las dos últimas clasificaciones, los laboratorios participantes propondrán un plan de acción específico para eliminar las causas de la falta de competencia.

Implantación en la Industria Salinera y extrapolación a otros sectores mineros.

Los métodos estadísticos de Control Interno de la Calidad y de Ensayo de Aptitud Interlaboratorio propuestos, pueden ser fácilmente introducidos en la industria salinera cubana y en otros sectores mineros de los Grupos Empresariales Geominsal y del Níquel. Para el primer caso, existen en las empresas salineras de Guantánamo, Tunas, Joa y El Real, laboratorios centrales con muy parecidos Esquemas de Control Analítico de sus producciones en el que se efectúan sistemáticamente los análisis de residuo insoluble, calcio, magnesio, humedad y cloruro de sodio, por medio de Normas Cubanas de conocido prestigio.

Primeramente, se aplicaría el método de CIC de la siguiente forma :

- Insertar una muestra de control por turno de trabajo de la planta y plotear los valores obtenidos de los diferentes analitos en una carta de control. Con esto evaluaremos la exactitud de los resultados de forma sistemática. Cada turno de trabajo analiza generalmente 4-5 muestras de producción, por lo que se duplican 2 de ellas y se calcula el estadígrafo $|Zd_1 + Zd_2|$ y se compara finalmente con $3\sqrt{4}$ con el objetivo de rechazar o aceptar los 4 ó 5 resultados del turno.

En cuanto al EAI, el CIPIMM pudiera servir como coordinador de las 4 empresas salineras y utilizar su experiencia para preparar una Muestra de Referencia de Sal que sería entregada a todos los participantes.

Lo mismo podría ser extensible a las empresas productoras de Zeolitas (GM Centro, Oriente y Camagüey), arenas (GM Centro y Occidente) y de óxido de níquel y sulfuro de níquel (Empresas Moa Níquel, Nicaro, CEINIQ, "Comandante Ché Guevara" y G.M. Oriente).

CONCLUSIONES

Con el objetivo de complimentar algunos de los requisitos para alcanzar la categoría de Marca Cubana de Conformidad de la Sal Grado Alimentario producida en el país, los laboratorios centrales de nuestras empresas salineras deben implantar métodos de Control Interno de la Calidad y participar en los Ensayos de Aptitud Interlaboratorios de forma tal que se realicen de la forma propuesta los siguientes aspectos :

- a) Duplicación de las Muestras de Ensayo,
- b) Incorporación de una Muestra de Control en el sistema analítico, y
- c) Realización de los análisis de una Muestra de Referencia entregada por el CIPIMM y de acuerdo a un Protocolo armonizado.

BIBLIOGRAFÍA

Comunicación privada, Fernández, F.L.; Oficina Nacional de Normalización, Cuba.
"Acuerdo sobre Obstáculos Técnicos al Comercio", "Acuerdo de la Ronda Uruguay, 1994".

- Proyecto I+D, "Investigaciones Tecnológicas para el Mejoramiento de la Calidad de la Sal", CIPIMM-MINBAS, 2004, Cuba
- CODEX ALIMENTARIUS, CAC/RCP-1(1969), Rev. 3 (1997)
- Norma Cubana "Sistemas de Análisis y Peligros y de Puntos Críticos de Control (HAACP) y Directrices para su Aplicación". NC 136:2002
- Norma Internacional "Sistema de Gestión de la Calidad-Fundamentos y Vocabulario, ISO 9000:2000".
- Norma Internacional "Sistema de Gestión de la Calidad-Requisitos, ISO 9001:2000.
- Norma Internacional "Sistema de Gestión de la Calidad-Directrices para la mejora del desempeño, ISO 9004:2000".
- Norma Cubana "Código de Práctica. Principios Generales de higiene de los Alimentos", NC 143:2002.
- "Propuesta de Ley Alimentaria y Sanitaria de la República de Cuba", Julio 2003, Instituto de Nutrición e Higiene de los Alimentos.
- "Principles for food import and export inspection and certification" CAC/GL 20-1995, CODEX ALIMENTARIUS, Vol 1 A (1999), p. 329.
- "Guidelines for the assessment of the competence of testing laboratories involved the import and export control of food" ,CAC/GL 27-1997, CODEX ALIMENTARIUS, Vol. 1A, p. 375
- Norma Cubana "Requisitos generales de competencia para laboratorios de ensayo y calibración", NC-ISO 17025:2001.
- Harmonized Guidelines for Internal Quality Control in Analytical Chemistry Laboratories", Pure and Applied Chem., 67 (1995), p. 649-666.
- "The international Harmonized Protocol for the Proficiency Testing of (Chemical) Analytical Laboratories", Pure and Applied Chem., 65 (1993) p.2132-2144
- "Requisitos y Procedimientos Generales para la Certificación de Productos", ONN, 1996, Cuba.
- "Un enfoque moderno del control de la calidad de los laboratorios de ensayo", Cilano, G.C.; Hechavarria, A. L.; Alvarez, A.A., Boletín Sociedad Cubana de Geología, Vol. 14, No. 1, 2004, p. 10.
- "Ensayos de aptitud por comparaciones interlaboratorios", NC ISO /IEC Guide 43,2004.

ANEXO 1

Procedimiento recomendado para la evaluación del Material de Ensayo utilizado en el Ensayo de Actitud Interlaboratorio.

El procedimiento que debe realizar el coordinador para evaluar la homogeneidad del Material de Ensayo entregado será el siguiente:

1. Homogeneizar toda la muestra.
2. Dividir la muestra en los recipientes a ser entregados.
3. Seleccionar arbitrariamente un mínimo (n) de 10 recipientes.
4. Homogeneizar separadamente los contenidos de cada n recipiente y tomar 2 porciones.
5. Analizar arbitrariamente la segunda porción de ensayo por un método preciso, con el objetivo de obtener Ss.
6. Calcular $(Ss)^2$ (varianza del muestreo) y $(Sa)^2$ (varianza analítica) mediante análisis de varianza eliminando los extremos.
7. Reportar valores de x, Ss, Sa, n y el resultado del Test F.
8. Siendo σ el valor clave de la desviación estándar del EAI para la concentración del analito, se infiere que el Material de Ensayo será lo suficientemente homogéneo en X, sí y solo sí se cumple que :

$$Ss/\sigma \text{ sea } < 0,3$$

INCREMENTO DE LA CINÉTICA DE DISOLUCIÓN DE SULFUROS

Anolan Díaz Fernández⁽¹⁾, Miguel Cisneros Pestana⁽²⁾, Miguel A. Anaya Alfonso⁽¹⁾, Gustavo Cuervo Savón⁽¹⁾, Neysa Fernández⁽¹⁾

(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica CIPIMM),

(2) Unión Geólogo Minera(2)

RESUMEN

La disolución de sulfuros constituye una operación que forma parte de varios procesos tecnológicos relacionados con la diversificación del níquel constituyendo el incremento de la cinética de la relación uno de los retos a resolver.

El presente trabajo aborda el estudio de los parámetros fundamentales que rigen el proceso de disolución de los sulfuros.

Inicialmente se estudia la influencia de parámetros tales como la densidad de la pulpa, granulometría y la sobre presión de oxígeno en la velocidad de reacción. Las experiencias demostraron que la velocidad de disolución durante la reacción. Las experiencias demostraron que la velocidad de disolución durante la primera hora de reacción era muy baja. Se lograron altas disoluciones después de los 120 minutos de reacción. Se presentan además los resultados obtenidos en la prueba orientativa empleando aire como suministrador de oxígeno obteniéndose pésimos resultados.

En el segundo grupo de pruebas, se incluye la acidez del medio como parámetro a considerar en concentraciones entre 10 y 20 g/L. El comportamiento de la cinética de reacción sufre un cambio radical, revelando una alta disolución del sulfuro durante la primera hora de la experiencia, demostrándose el grado de influencia de este parámetro en la disolución de sulfuros estudiados.

El trabajo demuestra que un incremento de la sobre presión de oxígeno y la presencia de ácido sulfúrico incrementan la velocidad de disolución del sulfuro con un notable incremento de la cinética de disolución en la primera hora de reacción lográndose el objetivo principal del estudio de disminuir el tiempo de retención con en los reactores.

ABSTRACT

The sulphide dissolution constitutes an operation that is part of various technological processes related to nickel diversification, being the increase of the reaction kinetics one of the main challenges to be solved. In this report, we approach the study of the main parameters that rule the sulphide dissolution process.

First, we studied the influence of parameters such as pulp density, granulometric range, and oxygen overpressure, in speed reaction. Experience showed that the dissolution speed was very low during the first hour or reaction. High dissolutions were achieved after 120 minutes of reaction. There are also presented the results of an orientative test using air as oxygen carrier, obtaining bad results.

In a second group of test, is included the acidity medium as a parameter to be considered in a concentration range between 10 and 20 g/L. The behavior of the kinetics reaction suffers a radical change, revealing a high sulphide dissolution during the first hour of experience, demonstrating the influence grade of this parameter in the studied sulphide dissolution.

this report demonstrate that an increase of oxygen overpressure and the presence of sulphuric acid increase the sulphide dissolution speed with a remarkable increase of the dissolution kinetics during the first hour or reaction achieving the main objective of the study that is to diminish the reactors retention time.

INTRODUCCIÓN.

La disolución de los sulfuros constituye una etapa obligada en el proceso de refinación para la separación del níquel y el cobalto, que ha sido abordada por investigadores por las más diversas vías.

En la Empresa Moa Níquel-Cmdte Pedro Soto Alba se produce el concentrado de sulfuros de níquel y cobalto obtenido a partir de licores ácidos por precipitación bajo presión de gas sulfhídrico H_2S . Como se sabe, el sulfuro era un paso intermedio para facilitar su transportación hasta Port Nickel, E.U. donde sería objeto de refinación.

Según la tecnología desarrollada el sulfuro se disolvía adicionando una pequeña cantidad de ácido sulfúrico y por el efecto de la presión de aire en un autoclave a temperaturas entre 170 y 180 °C y una presión parcial de oxígeno (0.7-0.8) MPa.

La disolución de sulfuros en medio amoniacal ha sido aplicada por la Sherritt Gordon con éxito en la planta Saskatchewan.

La firma Sumitomo también ha desarrollado una tecnología para la disolución de sulfuros obtenidos de licores amoniacales por precipitación en frío con H_2S . En este proceso la pulpa de sulfuros se disuelve con presión de aire a 120 °C obteniéndose sulfatos a un pH 2.0

En Cuba, Alfonso E. Y Granda O. ensayaron la disolución de sulfuros empleando soluciones sulfato amoniacales en autoclave y con presión de oxígeno.

Mas recientemente de la Nuez R. y Chaviano L. proponen el procesamiento de concentrados de sulfuros de Moa realizando la disolución mediante lixiviación clorhídrica de los mismos.

Como se aprecia, el estudio de la disolución de sulfuros es un tema abordado de diferentes manera y aún no está agotado.

En el presente trabajo se estudia la disolución de sulfuros de Ni y Co para determinar las mejores condiciones de disolución, la influencia de los parámetros temperatura, tamaño de partículas, concentración de sólidos, sobre presión de oxígeno, y acidez del medio en la disminución del tiempo de disolución.

El informe está enfocado principalmente a lograr la disminución del tiempo de retención de la disolución de los concentrados de sulfuros.

MATERIALES Y MÉTODOS.

Composición química del sustrato.

Para la ejecución de las pruebas se utilizó una muestra de sulfuro de níquel y cobalto con la siguiente composición:

Contenido %		
H ₂ O	Ni	Co
9,0	53,0	4,8

Las muestras de concentrados de sulfuros se envasaron en sacos de nylon sellados en atmósfera de argón para evitar su oxidación. Se homogeneizaron y cuartearon por el método de cono y anillo.

Composición Granulométrica.

Malla (mesh)	Abertura nominal (mm)	Retenido (%)	Acumulado (%)
+100	+0,149	5,0	5,0
100/325	-0,149+0,044	27,3	32,3
325/400	-0,044+0,037	33,7	66,0
-400	-0,037	34,0	100,0

El análisis granulométrico se realizó según ISO 2591.11988(E) Test sieving. Part1.Methods using test sieves of woven wire and perforated metal plate.

Determinación de humedad.

Para la determinación de humedad se utilizó una muestra de 0,8 kg secado al vacío, en atmósfera inerte de Argón a temperatura de (60-70) 0C durante 48 horas hasta peso constante según NC 44-07 Muestreo de Sulfuro de Ni y Co.

La muestra seca se colocó en una desecadora. La preparación de la porción de ensayo se realizó según se establece en la propia norma.

Molienda de sulfuros.

El concentrado de sulfuros se molió en molino de porcelana para obtener pulpas de 95 % de fracción por debajo de 90,074 mm y similar % de fracción menor de 0,044 mm.

Se construyeron curvas de molienda que se plotearon con el propósito de definir el tiempo de operación requerido para obtener un tamaño determinado de partículas con una carga dada.

Las pruebas se corrieron con pulpas de 50 % de sólidos y se realizaron calculando el peso de concentrados de sulfuros necesario para obtener soluciones de 60 y 100 g/L de níquel con 1,5 L de pulpa a la densidad y el volumen requerido.

Ensayo de disolución a presión.

Parámetros.

Para el estudio de la disolución de sulfuros se seleccionaron los siguientes parámetros

Tamaño de partículas

% de sólidos

Temperatura

Sobrepresión de oxígeno

Concentración de ácido sulfúrico.)(g/L)

Las pruebas se ejecutaron en un reactor agitado mecánicamente

Diámetro del tanque 0,117 m
Diámetro del impelente 0,075 m
Frecuencia de rotación $39,17 \text{ seg}^{-1}$ (2 350) rpm

Para definir este parámetro de extraordinaria importancia se hicieron pruebas preliminares encontrándose que su disminución influyó adversamente tanto en la disolución de los sulfuros como en la cinética de la reacción. En este caso se trataba de lixiviación de un material finamente disperso. El aumento de la frecuencia de rotación garantiza el paso del proceso a la zona cinética. Este parámetro se mantuvo constante en todas las pruebas.

Ensayo en autoclave.

La pulpa de 50 % de sólidos procedente del laboratorio de beneficio se transfiere al recipiente del autoclave y se añade agua destilada previamente calculada para ajustar al % de sólidos deseado.

Si la prueba que se va a ejecutar es con adición de ácido sulfúrico, se mide y añade el ácido necesario para la misma.

El autoclave se cierra y se coloca el termómetro abre la válvula de agua que alimenta el sistema de enfriamiento del agitador y del sistema de muestreo. Se verifica que las válvulas de muestreo y de adición de ácido estén cerradas y se chequea la presión de oxígeno en el balón.

Se coloca el controlador de temperatura en el valor deseado y se conecta el sistema de calentamiento y la agitación. Cuando la pulpa alcance de 5 a 7 °C por debajo de la temperatura de operación, se detiene momentáneamente la agitación y se toma la muestra inicial (cero). Inmediatamente después, se hace pasar el oxígeno al autoclave hasta que alcance la Sobrepresión indicada para la prueba. El tiempo cero marca el inicio del tiempo de disolución a partir del cual se comienza a tomar muestras para estudiar la cinética del proceso de disolución.

Se mantiene el control de la presión y la temperatura mientras dura la prueba.

Finalmente la agitación y el suministro de gas se detienen y se apaga el control de temperatura.

Cuando se enfría el autoclave se extrae el recipiente que contiene la muestra. La pulpa lixiviada o disuelta se transfiere a una vasija plástica para medir su volumen y determinar su peso.

Preparación de la muestra de pulpa.

Se deja sedimentar la pulpa y se decanta. El resto se filtra al vacío y el licor filtrado se mezcla con el decantado, se mide y se toma una muestra para análisis químico. Se determina la densidad del licor pesando un volumen conocido, se mide la temperatura en °C.

El sólido se transfiere a una vaso de precipitado y se lava con agua destilada y caliente (85 °C) se decanta y finalmente se filtra.

Los licores de lavado se colectan, se mide el volumen y se toma muestra para análisis químico.

El sólido lixiviado o residuo se seca al vacío a 60 °C, se pesa cuando está seco, se muele en mortero de porcelana hasta que pase toda por el tamiz de 0,074 mm. Se toma una muestra para análisis químico.

Cinética.

Después de tomada la muestra cero, se continúa el muestreo de la pulpa transcurridos 30,45,60,120 y 180 minutos. Para la toma de muestra, se detiene el agitador y se permite que la pulpa sedimente. Se abre la válvula de muestreo, se drena el sistema y se toman de 20 a 30 mL de muestra. Se anota el volumen extraído y la temperatura y presión del autoclave correspondiente a cada tiempo de toma de muestra. Se chequea que se mantengan las condiciones establecidas para la prueba. Se repite esta operación cada vez que tome una muestra. La pulpa muestreada se filtra, se colecta el filtrado, se anota el número de la muestra y el tiempo de prueba transcurrido. Se coloca en la estufa el residuo sólido que se pesa cuando esté seco.

Al terminar, se mide y filtra el volumen de pulpa drenado y se codifica con el número de la prueba y la palabra drenaje.

Análisis químico.

La determinación de níquel y cobalto se realiza por ICP (Inductively coupled plasma – atomic Emission Spectroscopy photometry ICP-AES).

Los reactivos utilizados en las determinaciones son puros para análisis.

Para las mediciones se empleó el espectrofotómetro Modelo SPECTROFLAME, de procedencia alemana German Brand SPECTRO.

Para el análisis de soluciones, las alícuotas se toman añadiendo HCl hasta alcanzar 5 % de la concentración final. Las determinaciones se realizan por ICP-AES en las mismas condiciones mencionadas anteriormente.

El análisis de azufre y sulfato se realiza por el método de precipitación gravimétrica de sulfato de bario.

RESULTADOS Y DISCUSIÓN.

El mecanismo de disolución de sulfuros en medio ácido y en presencia de oxígeno es una reacción heterogénea que ocurre en 4 etapas [Zelekman].

- a) Disolución del oxígeno en la solución acuosa
 - b) Difusión del oxígeno disuelto a la superficie de la partícula de sulfuro
 - c) Reacción de oxidación del sulfuro en la interfase sólido/líquido
 - d) Difusión de los productos de la reacción (sulfato de metales) en la fase acuosa.
- De ellas la etapa más lenta determina la cinética de la velocidad de reacción.

- La velocidad de disolución de oxígeno es proporcional a la superficie de contacto gas/líquido y por ello es importante lograr la distribución del gas en la fase líquida, mediante la agitación vigorosa.

- La transportación del oxígeno disuelto a las partículas sólidas del sulfuro también se forma cuando se agita vigorosamente la pulpa lo cual adicionalmente asegura en los sólidos están suspendidos en la fase líquida.
- En el mecanismo de reacción en la interfase sólido líquido se puede asumir que la velocidad de reacción se incrementa con un incremento de temperatura y la cantidad de oxígeno disuelto en la fase acuosa.
- Al mismo tiempo, la solubilidad del oxígeno en la fase acuosa depende de la presión y temperatura y en la concentración de las sustancias disueltas.
- Un incremento de la temperatura hace que la concentración de oxígeno disuelto caiga por encima de los 160 °C. A temperaturas superiores a los 200 °C los problemas de corrosión se agudizan y el trabajo intensivo hace que el costo del equipamiento sea cada vez más alto.
- Una agitación vigorosa también contribuye a la disolución de productos reactivos.

En suma, factores de disolución de sulfuros tales como una rigurosa agitación, temperatura por debajo de 200°C y el valor de la sobrepresión de oxígeno deberán ser evaluados.

Para el estudio de los parámetros de disolución de sulfuros se confeccionó el programa de pruebas (Primera parte).

Tabla II: Parámetros y resultados de pruebas de disolución de concentrados de sulfuros (Parte 1).

Prueba No.	Tamaño de partículas (mm)	Temp.(°C)	Sobre presión O ₂	Sólido (%)	Disolución (%)	Ni (g/L)	Co (g/L)
1	Natural	130	300	10	58.0	29.33	2.88
2	Natural	150	300	10	70.5	33.00	3.27
3	Natural	170	300	10	90.2	45.67	4.94
4	-0.074	150	300	10	95.7	52.92	5.19
5	-0.074	170	300	10	93.3	69.67	6.60
6	-0.074	170	150	10	63.6	40.49	3.35
7	-0.074	170	300(aire)	10	9.4	4.60	0.41
8	-0.074	170	300	10	99.7	97.60	0.0
9	-0.074	170	300	10	95.1	65.91	6.25
10	-0.074	170	300	10	98.9	112.18	11.23

De la primera etapa de pruebas realizadas se concluye que los mejores resultados de disolución de sulfuros se obtuvieron con la temperatura de 170 °C y que el incremento de la densidad de la pulpa hasta 16 % de sólidos también favorece el proceso.

También se demostró que incremento de la sobre presión influye positivamente en la disolución.

Continuando el estudio, se programa un segundo grupo de ensayos en los que se consideran los resultados alcanzados anteriormente.

En la segunda etapa de experiencia se estudia el efecto de la adición de ácido sulfúrico y el incremento de la sobre presión de oxígeno en la disolución de sulfuro en autoclave.

La tabla III muestra los parámetros se estudia el efecto de la adición de ácido sulfúrico y el tiempo de retención.

Tabla III: Parámetros y resultados de pruebas de disolución de concentrado de sulfuros. Etapa 2.

Prueba No.	Sólidos (%)	Temp. (°C)	Sobre presión O ₂ (kpa)	H ₂ SO ₄ (g/L)	Disolución (%)	N(g/L)	Co (g/L)
11	16.2	170	700	-	96.8	99.3	9.5
12	16.2	170	700	10	99.2	107.5	10.3
13	16.2	170	300	10	99.4	111.3	9.3
14	16.2	170	300	10	98.6	108.3	11.9
15	16.2	150	300	10	98.0	108.6	9.98
16	16.2	150	700	10	98.6	110.3	11.6

Análisis de la influencia de los parámetros seleccionados para el estudio de la disolución de sulfuros.

- El efecto del incremento de Temperatura.

Para el estudio de la influencia del incremento de la temperatura en la disolución del sulfuro se realizaron tres pulpas de concentrado de sulfuro con la granulometría natural, 10 % de sólido, 300 kPa de sobre presión y temperatura de 130 – 150 y 170 °C.

La disolución del concentrado de sulfuro fue de 58, 70.5 y 90.2 % con concentraciones de níquel en solución de 29.3, 33.0 y 45.7 g/L respectivamente.

Tabla IV: Cinética de disolución de los sulfuros.

Tiempo (min)	% disolución		
	1	2	3
15	8	10	25
30	16	19	45
60	25	30	78
120	55	65	89
180	58	70	90

Los valores de % de disolución de la tabla IV muestran que la cinética de disolución de sulfuros en las condiciones experimentales de las pruebas 1, 2 y 3 se incrementa según se incrementa la temperatura. Se aprecia como en las primeras horas de experiencia el % de Ni disuelto en las pruebas 1 y 2 son bajos de solo 25 – 30 % en la 1ra hora y que a partir de 2da hora se duplica e incrementa más en la 2da y 3ra hora prueba donde

alcanza los valores superiores. Solo a la temperatura de 170 °C se alcanza el más alto nivel de disolución de sulfuro, del orden del 90 % de disolución. Es notable el incremento del % disuelto en la 1ra hora en la Prueba de 170 °C.

En las pruebas (16 – 12) corridas en condiciones similares se obtuvieron niveles de disolución del 98.6 y 99.2 % y contenidos de Ni de 107 y 110 g/L, se evidenció claramente en el 5 de disolución el efecto del incremento de temperatura en el resultado alcanzado.

La cinética de las pruebas 15 y 13 con contenidos de Ni en los licores entre 65 y 90 g/L de Ni muestran que la disolución del sulfuro se produce en este caso más rápidamente siendo importante el % de Ni disuelto ya en la primera hora de reacción. De igual modo se comportan las pruebas 12 y 16. Las pruebas realizadas en el laboratorio mostraron la posibilidad de alcanzar valores de disolución de concentrados de sulfuros de Ni y Co superiores al 97 – 99 %.

- Efecto de la adición de H₂SO₄

Cuando se comparan los resultados del % de sulfuro disuelto en las pruebas 1, 2, 3, realizadas con la adición de 10 g/L de ácido sulfúrico, pruebas (15 – 13) y (16 – 12), se hace notable la influencia favorable de la presencia del ácido en el proceso.

Se logra incrementar el % de disolución de 90 a valores superiores al 98 %, atribuibles en su mayor grado a la adición del ácido ya que el resto de las condiciones es similar.

La disminución del tiempo en que se logra disolver el Ni como se mencionó anteriormente, también es atribuible a la presencia del ácido sulfúrico en la experiencia.

Influencia de la sobre presión de oxígeno.

Se realizaron pruebas suministrando en un caso aire y en los restantes oxígeno puro.

A continuación se compararon los resultados obtenidos empleando aire como portador de oxígeno y otros dos ensayos utilizando diferentes valores en la sobre presión de oxígeno.

En las tres pruebas se operó con pulpas de 10 % de sólido, tamaño de partícula de 0.074 mm y 170 °C.

Los resultados muestran que la prueba en la que se empleo el aire (7) en lugar de oxígeno arrojó los más bajos niveles de disolución de todas las pruebas realizadas, índice de la extraordinaria importancia de este parámetro de la reacción estudiada.

Las pruebas 6 y 5 respectivamente que se corrieron 150 y 3000 kPa de sobre presión respectivamente arrojaron resultados de 63.6 y 93.3 % de disolución de sulfuros demostrando que un incremento de la sobre presión de O₂ se traduce en el incremento en el % de disolución de sulfuros y de la concentración de Ni y Co en las respectivas soluciones.

- Influencia del tamaño de las partículas.

Para analizar la influencia de este parámetro se partió de la pulpa de sulfuros con la granulometría natural (prueba 3) y paralelamente se realizaron corridas en un molino de bolas para la preparación de las pulpas y construir las curvas y con ello establecer el tiempo de molienda necesario para garantizar pulpas con granulometrías de 95 % de las fracciones -0.074 mm (200 mesh) y 0.044 mm (325 mesh) prueba 5. Estas experiencias se ejecutaron a la temperatura de 170°C , 300 kPa de sobre presión de O_2 y 10 % de sólidos.

La prueba 3, arrojó un 90.2 % de disolución con 15.7 g/L de Ni y 4.9 g/L de Co.

Las pruebas 9 y 5 mostraron un 95.1 % y 93.3 % de disolución con 65.9 y 69.7 g/L de Co respectivamente.

De los resultados se infiere que la disminución del tamaño de las partículas incide favorablemente en la disolución de sulfuro, alcanzando concentraciones de Ni y Co en solución superiores para las pulpas más finas 200 y 325 mesh. No obstante el % de disolución del sulfuro alcanzado por las pulpas molidas es muy similar así como el contenido de Ni y Co en los licores.

Los resultados obtenidos evidencian que se requiere el concentrado para incrementar el % de disolución aunque se evidencia que no es necesario realizar una molienda en extremo fina.

- Influencia del % de sólidos.

Las experiencias se realizaron con pulpas preparadas inicialmente al 10 %: Para lograr concentraciones de Ni en los licores de 100 g/L se requirió preparar pulpas de 16 % de sólidos.

Las pruebas se corrieron a 170°C ; 300 kPa de sobre presión de oxígeno y en tamaño de partículas de 95 % menores de 0.044 mm (pruebas 5 y 8).

Las pruebas 9 y 10 de 10 y 16 % de sólidos respectivamente alcanzaron 95 y 98.9 % de disolución con 65.9 y 102.29 g/L de Ni y 6.3 y 11.2 g/L de Co.

Las pruebas 5 y 8 molidas a 95 % -0.044 mm y preparadas a 10 y 16 % de sólidos respectivamente arrojan valores muy similares de 93.3 y 93.8 % de disolución, 69.7 y 97.6 g/L de Ni y 6.6 y 9.6 g/L de cobalto.

El incremento del % de sólidos en ambos casos, incrementa el % de sulfuro disuelto, obteniéndose licores con más alta concentración del elemento Ni y Co.

En estas pruebas se reitera la influencia del tamaño de partículas, mostrando mejores resultados las pulpas con 0.074 mm. Se infiere que el proceso no requiere la extrema fineza del concentrado.

Los resultados muestran que la prueba en la que se empleo el aire (7) en lugar de oxígeno arrojó los más bajos niveles de disolución de todas las pruebas realizadas, índice de la extraordinaria importancia de este parámetro de la reacción estudiada.

Las pruebas 6 y 5 respectivamente que se corrieron 150 y 3000 kPa de sobre presión respectivamente arrojaron resultados de 63.6 y 93.3 % de disolución de sulfuros demostrando que un incremento de la sobre presión de O_2 se traduce en el incremento en el % de disolución de sulfuros y de la concentración de Ni y Co en las respectivas soluciones.

CONCLUSIONES:

1. Para alcanzar disoluciones de sulfuros superiores a 90 % en 3 horas de tiempo de retención en autoclave a un sobrepresión de oxígeno de 300 kPa, hay que elevar la temperatura hasta 170 °C.
2. Los valores de las cinéticas de la Etapa 1 muestran un bajo nivel de disolución de sulfuros durante la primera hora de experiencia con un incremento rápido de contenido de metal disuelto (Ni y Co) durante la segunda hora de reacción y la caída de la velocidad de disolución durante la tercera hora de reacción.
3. Las pruebas realizadas demuestran que es posible disminuir el tiempo de retención de la lixiviación a presión del sulfuro en autoclave que la adición sulfúrico favorece la disolución de los sulfuros
4. La prueba realizada suministrando aire a una sobrepresión de 300 kPa arrojó él más bajo nivel de disolución de sulfuros bajo las condiciones mostradas en la tabla por lo que se infiere el importante papel que juega estos parámetros en el proceso.
5. Quedó demostrado que un incremento de la sobrepresión de oxígeno se traduce en un incremento en él % de disolución de la concentración de Ni y Co en las soluciones y de la disminución del tiempo de reacción.
6. Para la disolución a presión, se requiere la molienda previa de sulfuro a un tamaño de partícula de 95 % menor de 0.074 mm (200 mesh) no es necesaria una mayor fineza en el concentrado.
7. Las pruebas realizadas con tamaño de partículas -0.074 mm arrojaron buenos resultados similares al alcanzado con pulpas molidas a -0.044 mm.
8. Es posible incrementar la relación sólido/líquido hasta 16 % de sólidos en la pulpa alimentada al autoclave obtenido de este modo mayor % de dilución de concentrado y soluciones estables de aproximadamente 100 g/ de Ni.

BIBLIOGRAFÍA.

- Alfonso O. E., Granda O. Reporte Técnico No. 290 CIPIMM Separación de níquel y cobalto en licores de sulfato amoniacales con el empleo del método de extracción líquido – líquido, Mayo 1978.
- Granda O., Alfonso E. Reporte de Investigaciones No. 583, CIPIMM. Estudio de la disolución del sulfuro de Moa y la separación de sus componentes.
- Levenspiel O. Ingeniería de las reacciones químicas. Ed. Reverté D:A.
- de la Nuez R., Chaviano L. La minería en Cuba; Vol. 4 , No. 4/1978 Refinación del concentrado de sulfuros de Moa. (pag. 52-57.
- Prilutsky G., Bodes L. Reporte de Investigaciones No. 529. Estudio de los parámetros que determinan la Eficiencia de precipitación de los sulfuros de Niké y cobalto.
- Zelikman A.N., Voldman G.M., Bewliaevskaya L.V. Teoría de los procesos hidrometalúrgicos. Moscu 1975.





ESTUDIO DEL COMPORTAMIENTO REOLÓGICO DE LAS DISPERSIONES DE HIDRÓXIDO DE MAGNESIO COMO ADITIVO DEL PETRÓLEO

Miguel A. Anaya Alfonso⁽¹⁾, Ing. Anolan Díaz Fernández⁽¹⁾, Ing. Marlon Cañizares Pérez⁽¹⁾, Téc. Antonio Sanabria⁽¹⁾.

(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica CIPIMM

Las dispersiones de hidróxido de magnesio son pulpas con altos % de sólidos oscilando entre 10 – 30 y 60 % con un comportamiento de fluido no newtoniano. En es estudio realizado se determina el modelo que cumplen estos fluidos, así como se determinan sus propiedades reológicas y la variación de su viscosidad por la adición de dispersantes (polímeros orgánicos), para obtener dispersiones fluidas que permitan su manipulación.

El estudio comprende la determinación de las curvas de flujo, variación de la viscosidad en función del gradiente de velocidad y determinación de la estabilidad de las dispersión en función del tiempo.

El estudio abarco:

- Evaluación de 10 dispersantes con su optimización a diferentes % de sólidos de la pulpa.
- Determinación de la estabilidad dispersante dispersión
- Determinación del dispersante optimo
- Evaluación del comportamiento de las pulpas al moverse curvas de histéresis
- Determinación del modelo que cumplen estos fluidos

Las conclusiones del trabajo determinaron que:

- ✓ Los dispersantes 1450 Zarcia y el 1800 Zarcia son efectivos como agentes dispersantes de las pulpas de hidróxido de magnesio a concentraciones de sólidos de 18, 30, 50 %.
- ✓ El dispersante 1450 Zarcia puede emplearse en pulpas de hidróxido de magnesio precipitadas con hidróxido de amonio e hidróxido de sodio sin descomponerse.
- ✓ El contenido de dispersante en la pulpa es menos a medida que se incrementa el % de sólido de la pulpa.
- ✓ La adición de dispersante a las pulpas de hidróxido de magnesio nos permiten la manipulación por bombeo de estas pulpas y su atomización en las zonas de las calderas para su protección contra la corrosión ácida.

APROVECHAMIENTO DE LAS COLAS DE FLOTACIÓN DE LA MINA “EL COBRE”, MEDIANTE PERCOLACIÓN CON ADITIVOS.

Ing. Emilio Montejo⁽¹⁾, Ing. Rebeca Fernández⁽¹⁾, Lic. Lucy Giralдино⁽¹⁾, Tec. Mirtha Frometa⁽¹⁾, Tec. María C. Rivas⁽¹⁾, Tec. Juan Estrada⁽¹⁾,

⁽¹⁾, Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica. Carretera Varona #12028 Km 1 ½, Capdevila, Boyeros, Ciudad de La Habana, Cuba Teléfonos: 44-7187/57-8072/57-8360, Fax: (537)57-8082 e-mail: cipimm@ip.minbas.cu

RESUMEN

La mina “El Cobre” situada en la República de Cuba, fue cerrada, al agotarse sus reservas. La extracción del cobre se realizaba por flotación del mineral sulfurado.

Se estudia continuar la producción, mediante aprovechamiento del cobre residual de las colas de flotación. De las variantes analizadas, la percolación en lotes fue la de mejores posibilidades, pero la granulometría de las colas, molidas 60% - 200 mallas, dificulta la percolación, pues crea camas minerales de baja permeabilidad, por lo que se emplea la tecnología de **Percolación con Aditivos**, desarrollada en el CIPIMM.

Se comparan los resultados de las columnas cargadas con colas en su estado natural, aglomeradas por procedimientos tradicionales y aglomeradas según la tecnología CIPIMM. Los resultados de esta última fueron superiores, lográndose recuperaciones entre 63 - 71 %, en tiempos muy cortos de percolación.

EXPLOITATION OF THE FLOTATION TAILINGS FROM THE “EL COBRE” MINE THROUGH PERCOLATION WITH ADDITIVES.

ABSTRACT

The copper mine “El Cobre”, located in the Republic of Cuba, was closed once its reserves were exhausted. Copper extraction was done through flotation of the sulfurous mineral.

It is under study to keep on with its production through the exploitation of the waste copper from the flotation tailings. Of the alternatives analyzed, heap percolation was the one with the best possibilities, but tailings granulometry, ground 60% - 200 mesh, makes difficult its percolation, because it creates mineral beds with low permeability, so the technology of Percolation with Additives, developed by CIPIMM is used.

The results of the columns loaded with tailings in their natural state, agglomerated through the traditional proceedings and agglomerated according to the CIPIMM technology are compared. The results of the last ones were better, achieving recoveries between 63-71% in very short periods of time of percolation.

INTRODUCCIÓN

La mina "El Cobre" ubicada en el oriente de la República de Cuba, es la más antigua mina de cobre del continente americano, fue cerrada definitivamente, al agotarse sus reservas. La extracción del cobre se realizaba por flotación del mineral sulfuroso y las colas (ripios) se han acumulado durante años en depósitos, que según los reportes de la operación de la Planta contienen cantidades significativas de cobre, que hacen que los mismos sean equivalentes a minerales de baja ley (contenido ≥ 0.4 % de Cu), con la ventaja que se encuentran en depósitos de donde se pueden extraer y reprocesar a muy bajos costos.

El objetivo de este trabajo es estudiar la posibilidad de aprovecharlas por medio de una tecnología apropiada que permita mantener una continuidad productiva y paliar los efectos negativos del cierre de la mina en la región. Se estudia la posibilidad de aprovechar las colas por dos variantes:

- Lixiviación en reactores agitados.
- Percolación en lotes.

El trabajo comprende la caracterización, pruebas de lixiviación química y de biolixiviación, y pruebas de percolación en columnas, a muestras pertenecientes a los depósitos principales.

CARACTERIZACIÓN DE LAS MUESTRAS

Se recibieron 2 muestras para la investigación, a finales del mes de abril de 1998, una del Depósito No 1 denominada DC-1 y la otra del Depósito No. 2 denominada DC-2 y el pasaporte de ambas constituye el Anexo 2 de este trabajo. Las muestras se conformaron a partir de testigos de perforación y las dos estaban constituidas por material fino, tal como corresponde a las colas de flotación. Se les realizó la caracterización química, granulométrica y mineralógica.

Caracterización Química.

Los resultados de la caracterización se indican a continuación:

Muestra del Depósito No. 1 (DC-1)

% Cu _T - 0.49	% SiO ₂ - 67.16	% Al ₂ O ₃ - 9.36	% MgO - 1.97	% CaO - 0.82
% PPI - 5.31	% Fe _T - 7.75	% S - 0.33	Au - 0.65 g/t	Ag - 5.25 g/t

Cu racional:

Cu _{ox. libre} - 0.29 %	Cu _{comb.} - 0.089 %	Cu _{metálico} - 0.06 %	Cu _{sulfuro} 0.051 %
----------------------------------	-------------------------------	---------------------------------	-------------------------------

Muestra del Depósito No. 2 (DC-2)

% Cu _T - 0.45	% SiO ₂ - 74.16	% Al ₂ O ₃ - 7.57	% MgO - 2.08	% CaO - 0.88
% PPI - 3.50	% Fe _T - 5.44	% S - 0.49	Au - 0.23 g/t	Ag - < 5 g/t

Cu racional:

Cu _{ox. libre} - 0.23 %	Cu _{comb.} - 0.012 %	Cu _{metálico} - 0.068 %	Cu _{sulfuro} 0.014 %
----------------------------------	-------------------------------	----------------------------------	-------------------------------

Caracterización Granulométrica y Química por Fracciones.

En la Tabla No. I se resumen los resultados de la caracterización granulométrica y química por fracciones de las muestras de los dos depósitos.

Tabla I. Resultados del análisis granulométrico y químico por fracciones de las muestras de los depósitos de colas.

MUESTRA	GRANULOMETRÍA (mm)	% PESO	% PESO ACUM.	CONTENIDO (%)		DISTRIBUCIÓN (%)	
				Cu	Cu Sol. ácido	Cu	Cu Sol. ácido
DC - 1	+ 0.25	11.35	11.35	0.30	0.22	7.05	7.94
	- 0.25 + 0.1	15.32	26.67	0.34	0.20	10.78	9.74
	- 0.1 + 0.074	5.26	31.93	0.31	0.21	3.37	3.51
	- 0.074 + 0.045	8.02	39.95	0.33	0.17	5.48	4.34
	- 0.045	60.05	100.00	0.59	0.39	73.32	74.47
	TOTAL	100.00	-----	0.48	0.31	100.00	100.00
DC - 2	+ 0.25	17.94	17.94	0.31	0.15	12.34	11.28
	- 0.25 + 0.1	25.24	43.18	0.47	0.20	26.33	21.16
	- 0.1 + 0.074	11.41	54.59	0.42	0.26	10.64	9.56
	- 0.074 + 0.045	8.81	63.40	0.39	0.20	7.63	7.38
	- 0.045	36.60	100.00	0.53	0.33	43.06	50.62
	TOTAL	100.00	-----	0.45	0.24	100.00	100.00

Caracterización Mineralógica.

El estudio mineralógico de las muestras de los depósitos de colas 1 y 2 demostró que en ambos depósitos el mineral principal de cobre es la malaquita $\text{Cu}_2[\text{CO}_3](\text{OH})_2$, con el cual está relacionada una parte importante del cobre presente en este material. Además, se observan algunos granos aislados de tenorita CuO .

Los sulfuros de cobre, tanto la calcopirita como los sulfuros secundarios (calcosina y covelina) se encuentran en mucha menor proporción. Hay muy poca cantidad de pirita, la cual es ligeramente más abundante en la muestra del depósito 2. Se encuentra en granos aislados libres o en pequeños relictos incluida dentro de los óxidos de hierro o los minerales de la ganga. La covelina y la calcosina aparecen rodeando los granos de pirita y calcopirita y pirita o como una red de vetillas en los mismos.

Los óxidos de hierro (goethita, muy poca hematita) se encuentran en granos aislados o entrecrecidos con el no metálico.

En la composición de las colas más del 90 % corresponde a los minerales no metálicos: cuarzo, clorita, barita, carbonatos y otros.

La composición mineralógica de las colas y distribución del cobre en las muestras estudiadas se expone en la Tabla II. Como se puede apreciar la composición mineralógica de ambos depósitos es muy similar, pudiéndose apreciar un contenido ligeramente mayor de sulfuros en el depósito 2 en tanto que en el depósito 1 hay mayor cantidad de minerales arcillosos. Debe prestarse atención a que los sulfuros de cobre y la tenorita, debido su elevado contenido de metal y a su peso específico superior al de la malaquita, aunque se encuentran en cantidades muy pequeñas, influyen considerablemente en la distribución del cobre. La malaquita es fácilmente soluble en ácidos, en tanto que los otros minerales de cobre hallados en estas muestras requieren para su disolución de condiciones más severas.

Tabla II. Composición mineralógica de las muestras de colas de la planta de "El Cobre".

MINERAL	Contenido (%)		Distribución de Cu (%)	
	DC-1	DC-2	DC-1	DC-2
arcilla	30.922	26.357	----	----
barita	0.773	0.769	----	----
calcopirita	0.151	0.165	10.382	11.448
clorita	9.974	9.914	----	----
cuarzo	44.191	48.786	----	----
covelina	0.110	0.135	14.537	16.825
calcosina	0.103	0.143	16.355	21.771
goethita	12.742	12.593	----	----
malaquita	0.476	0.408	54.283	45.627
tenorita	0.028	0.028	4.444	4.329
pirita	0.530	0.703	----	----
TOTAL	100.000	100.000	100.000	100.000

Análisis de Caracterización de las Muestras.

De los resultados de las análisis químicos, granulométricos y mineralógicos se pueden destacar los siguientes aspectos:

- Las colas del depósito 1 son mas arcillosas que las del depósito 2, aunque en general se pueden considerar un material arenoso.
- El mineral portador principal de cobre es la malaquita, los otros minerales portadores son de difícil disolución en ácido sulfúrico (crisocola, calcopirita, etc), en base a la Tabla 1 y 2 se deben esperar recuperaciones de cobre por lixiviación ácida menores al 60 %.
- Las muestras son bastantes finas y precisamente en las fracciones por debajo de 0.045 mm se concentra el cobre, lo cual favorece su disolución, pero en el caso de la variante de percolación esto puede ser un factor muy desfavorable, pues la gran cantidad de finos y la presencia de arcillas crea camas minerales impermeables que detendrían ó harían muy lento el proceso de percolación.
- La presencia de MgO y CaO debe incrementar los consumos de ácido.
- Los contenidos de Fe y S son muy bajos, lo cual puede afectar el empleo de la biolixiviación.

PRUEBAS DE LIXIVIACIÓN EN REACTORES AGITADOS

Producto de la poca cantidad de muestra disponible del deposito DC-1 y ser el deposito de DC-2 el de mayor importancia, las pruebas de esta variante se realizaron con la muestra de este último.

Pruebas de Lixiviación química.

Se ejecutaron pruebas preliminares para determinar el tiempo de lixiviación y la concentración de ácido. En base a sus resultados se realizaron las pruebas de lixiviación química en las condiciones siguientes:

- Cantidad de mineral - 250 g.
- Relación L/S inicial - 4

- Tiempo de lixiviación - 1 hora
- RPM - 500 min⁻¹

Se emplearon dos tipos de soluciones (con y sin Fe⁺³) y dos niveles de temperatura (ambiente y 86°C). En el caso de la lixiviación a temperatura de 86°, se repuso el agua que se perdía por evaporación. En la Tabla IV aparecen los resultados alcanzados en estas pruebas.

Tabla IV. Resultados de la lixiviación química de las colas del depósito No 2 (DC - 2).

No PRUEBA	SOLUCIÓN LIXIVIANTE	TEMP. (°C)	RECUPERACIÓN DE Cu (%)
1	H ₂ SO ₄ - 10 g/l	ambiente	53.89
2	H ₂ SO ₄ - 10 g/l + Fe ⁺³ - 3 g/l	ambiente	53.69
3	H ₂ SO ₄ - 10 g/l	86	62.98
4	H ₂ SO ₄ - 10 g/l + Fe ⁺³ - 3 g/l	86	64.87

Como puede observarse en las condiciones estudiadas existe una ligera influencia del Fe⁺³ en la disolución del cobre. El cobre disuelto está en correspondencia con las especies solubles presentes en las muestras.

Esta influencia pequeña del Fe⁺³ unido al bajo contenido de azufre y hierro en la muestra, auguran que la biolixiviación no logre resultados significativamente superiores a la lixiviación química.

Los consumos de ácido fueron de 15 - 20 kg/t en las lixivitaciones a temperatura ambiente mientras que estuvieron 30 - 40 kg/t a temperatura de 86 °C. La influencia de temperatura es notable pero solo de interés teórico, para definir la máxima disolución de cobre, pues es impracticable desde el punto de vista económico en estos minerales de baja ley.

Pruebas de Biolixiviación.

Se emplearon para las pruebas un cultivo de *Thiobacillus Ferrooxidans* aislado de las aguas de minas de "Mina Grande" de "El Cobre" denominado TF-MG. Las pruebas se realizaron empleando Medio 9K con y sin Fe⁺² en las condiciones siguientes:

- Cantidad de mineral - 250 g.
- Tiempo de agitación - 7 días.
- pH inicial - 2 (ajustado con sulfúrico)
- Relación L/S inicial - 4
- Temperatura - ambiente.
- Inoculación - 10 % volumen.

Los resultados obtenidos aparecen en la tabla V.

Tabla V. Resultados de la biolixiviación de las colas del depósito No 2 (DC - 2).

No PRUEBA	MEDIO EMPLEADO	TF-MG	RECUPERACIÓN DE Cu (%)
1	9K	No	53.14
2	9K	Si	48.14
3	9K + Fe ⁺²	No	51.99
4	9K + Fe ⁺²	Si	49.82

Como puede observarse, los resultados demuestran que la biolixiviación en las condiciones estudiadas no ejercen una influencia significativa en la disolución del cobre.

PRUEBAS DE PERCOLACIÓN CON ADITIVOS EN COLUMNAS

Fundamentación teórica.

La percolación de minerales en granulometría tan finas como las colas de procesos de flotación y la presencia de arcillas, limita en la mayoría de los casos el uso de la percolación ácida, al crearse camas impermeables que detiene la circulación de los licores, impidiendo el proceso de disolución y transferencia del cobre a las soluciones lixiviantes.

En los últimos años el CIPIMM ha desarrollado procedimientos para el tratamiento de minerales arcillosos, con vista a la extracción de sus componentes metálicos. Entre los métodos desarrollados y que son novedosos a nivel mundial se encuentran, la percolación ácida con aditivos de minerales arcillosos (ó con altos % de finos), que permite el empleo de esta barata tecnología.

Por medio de ella se puede procesar por percolación en lotes o recipientes, minerales que crean camas minerales de muy baja permeabilidad y cuyos valores metálicos son extraíbles por soluciones de ácido sulfúrico diluido. Los aditivos a emplear son:

- **ADITIVO 1.** Desarrollado y probado en el CIPIMM y que es empleado como aglomerante para la formación de pelets estables y reúne las ventajas siguientes: bajo precio, resistente a las soluciones lixiviantes y formación de pelets porosos y con buena resistencia mecánica.
- **ADITIVO 2.** Se logra una distribución más favorable de los finos dentro de la cama mineral. Consiste en añadir material grueso dentro de la cama mineral, lo que es una solución diametralmente opuesta a la practica mundial que es eliminar los finos. Con este aditivo se incrementa la porosidad de la cama, pues al distribuirse uniformemente dentro de la masa mineral ó del pelets conforman una especie de **estructura esquelética**, que realiza la retención de la materia fina en capas delgadas, lo que permite una mas fácil circulación de los licores al encontrar menor resistencia al flujo.

El empleo conjunto de ambos aditivos complementan sus efectos individuales, tanto dentro de la masa mineral, como dentro de los pelets formados y la tecnología debe adaptarse a las características propias de cada yacimiento para buscar las dosificaciones optimas de cada aditivo. La efectividad económica de su empleo depende del contenido de cobre de los minerales a tratar, del consumo específico del aditivo y del precio del cobre en el mercado.

La tecnología de percolación con aditivos presenta las siguientes ventajas:

- Permite aplicar la barata tecnología de percolación ácida en lotes ó recipientes a minerales con naturaleza arcillosa ó con altos contenido de finos, que no percolan por los procedimientos tradicionales, al lograr cama permeables y pelets resistentes al paso de las soluciones sin perjudicar la cinética de la extracción de los componentes de interés.
- En el caso de minerales refractarios arcillosos de metales preciosos (oro, plata, etc.), es factible la percolación ácida primaria que libere ó mejore la penetración de las soluciones a los metales, para después de neutralizar la cama de mineral, lixiviar los minerales con lejías cianuradas, que permite obtener una extracción alta de los metales de interés.

- Es factible de introducir en las instalaciones existentes, de aglomeración y percolación en lotes por métodos tradicionales, con modificaciones insignificantes.

En el caso específico que nos ocupa, debido al bajo contenido de cobre en las colas se estudia solamente el empleo del aditivo 2, que es la variante más barata, teniendo en cuenta que existen escombreras que se pudieran emplear con este fin y además las instalaciones de trituración y molienda están ociosas con el cierre de la mina.

Pruebas hidrometalúrgicas.

Prueba de consumo de ácido.

Los resultados de las pruebas de consumo de ácido realizadas según las normas establecidas, aparecen recogidas en la tabla VI.

Tabla VI. Resultados de la Prueba de Consumo de Ácido.

MUESTRA	CONSUMO DE ACIDO		EXTRACCIÓN DE COBRE (%)
	TOTAL (Kg/T _{MIN})	ESPECIFICO (Kg Ac./Kg Cu)	
DC-1	19.1	5.65	68.68
DC-2	16.7	6.26	59.11

Prueba de captación máxima de agua.

La prueba se realizó añadiendo agua a 1 kg de muestra de cada depósito según las normas para este tipo de ensayo. En la tabla VII aparecen los resultados de estas pruebas.

Tabla VII. Resultados de las Pruebas de Captación Máxima de Agua.

MUESTRA	HUMEDAD (%)	CAPTACION DE AGUA (kg/t _{MIN SECO})		
		ASOCIADA A LA HUMEDAD	AÑADIDA	TOTAL
DC-1	0.70	7.1	205.3	212.4
DC-2	0.36	3.6	215.4	219.0

Pruebas de Aglomerado y Curado.

Se estableció para estas pruebas un nivel de agua a añadir del 95 % de la prueba de captación de agua máxima, restándole el volumen de ácido de la prueba en ejecución. Se emplearon 3 niveles de dosificación de ácido y un tiempo de cura de 24 horas.

En todos los casos la forma y tamaño de los pelets formados fue satisfactorio, pero debido a las características de las muestras (arenosas), presentaban poca resistencia, aunque los de la muestra DC-1 resultaron más compactos, debido al mayor contenido de arcillas que favorece la aglomeración. Del análisis de los resultados obtenidos se recogen en la tabla VIII los resultados óptimos que se emplearan en la carga de la columna.

Tabla VIII. Condiciones óptimas de aglomerado y curado de las muestras de la presa de colas.

MUESTRAS	DOSIFICACIÓN DE ACIDO		DOSIFICACION AGUA TOTAL (kg/ton)	TIEMPO DE CURA HORAS
	RESPECTO A PRUEBA DE CONSUMO. (%)	TOTAL (KG/TON)		
DC-1	72.3	13.8	194.0	24

DC-2	82.0	13.7	200.1	24
------	------	------	-------	----

Pruebas de Percolación.

El programa de Pruebas ejecutadas se recoge en la Tabla IX.

Tabla IX. Programa de Pruebas de Percolación.

COLUMNAS	1MG	2MG	3MG	4MG	5MG	6MG
CONDICIONES						
Muestra	DC-1	DC-1	DC-1	DC-2	DC-2	DC-2
Mineral	Natural	Aglomerado	Aglomerado	Natural	Aglomerado	Aglomerado
Dosif. Acido (kg/t)	---	13.8	13.8	---	13.7	13.7
Dosif. Agua Total (kg/t)	---	194.0	194.0	---	200.1	200.1
Dosif. Aditivo 2 (kg/t)	---	125.0	---	---	125.0	---
Altura Columna (m)	2.0	2.0	1.0	2.0	2.0	2.0
Diámetro int. (cm)	11.6	11.6	7.0	11.6	11.6	11.6

Como aspectos a señalar de este programa de pruebas se encuentran:

- La columna 3 MG fue de solo 1 metro de altura y de diámetro interno de 7 cm, pues la cantidad de muestra de la presa de cola No. 1 no alcanzaba.
- Las columnas 2 MG y 5 MG se aglomeraron añadiendo una solución de ácido sulfúrico equivalente a la dosificación de ácido y agua previstos en la prueba, lo cual difiere del método tradicional que es añadir el agua primero y el ácido sulfúrico concentrado después. Esto se realizó así pues se vio un incremento del consumo específico de ácido cuando se añadía el ácido sulfúrico concentrado directamente. Además se le añadió aditivo 2 para mejorar la permeabilidad de la cama, según tecnología desarrollada en el CIPIMM.
- Las Columnas 3 MG y 6 MG se aglomeraron por el método tradicional.
- El empleo del material natural (sin aglomerar) en las columnas 1 MG y 4 MG (aunque no es favorable a la percolación), tenía como objetivo probar esta variante que abarataría mucho el proceso y las inversiones, en caso de dar resultado.

Las pruebas se ejecutaron a un flujo de irrigación de 10 L/m² h, con una solución lixiviante de 10 g/L de ácido sulfúrico, sin recirculación de licores. En las Fig. 1 y 2 aparecen los resultados alcanzados en las pruebas.

Análisis de los Resultados Obtenidos.

La columna 1 MG cargada con mineral natural del depósito No 1, nunca llegó a percolar y se inundó desde el mismo comienzo de las pruebas, lo que indica las malas características para la percolación que tiene este material fino y de alto contenido de arcillas si no se le realiza preparación previa (aglomeración y curado).

La Columna 4 MG también con mineral natural pero del depósito No 2, aunque llegó a percolar presentó grandes problemas de inundación durante la prueba y hubo que parar ó disminuir el flujo de alimentación en muchas ocasiones. También la extracción de cobre se vio afectada por el pH alto del licor de salida, por lo que hubo que incrementar la concentración de la

solución lixiviante hasta 45 g/L de ácido sulfúrico y fue a partir de ahí que comenzó la extracción.

Las columnas 2 MG, 3 MG, 5 MG, 6 MG, todas de minerales aglomerados y curados percolaron sin dificultad en las condiciones estudiadas.

En la Fig. 1 aparece el % de compactación de la cama mineral contra el tiempo de percolación, en ella se ve el efecto positivo que tiene en este indicador de la porosidad de la cama, el empleo del Aditivo 2.

- En el caso de la muestra DC-1: El % de compactación de la columna 2MG (a la que se le añadió Aditivo 2) es casi un 10 % menor que la columna 3 MG que se aglomeró sin él.
- En el caso de la muestra DC-2: La columna 5 MG (a la que se le añadió Aditivo 2) no solo es un 8% menor la compactación que en la columna 6MG que se aglomeró sin él, sino que es incluso menor que la columna 4 MG de mineral natural sin aglomerar, esto indica que los pelets formados conservan su forma y resistieron sin destruirse el paso de las soluciones lixiviantes. Este aspecto se comprobó al descargar la columna 5MG en la cual prácticamente los pelets estaban intactos.

En la Fig. 2 se muestran las curvas de cinética de extracción del cobre.

- En el caso de la muestra DC-1: La columna 3 MG (1 metro de altura) tiene una extracción más rápida que la columna 2 MG (2 metros altura) pero esto solo es debido a la diferencia de alturas de la cama mineral.
- En la muestra DC-2: Las columnas aglomeradas 5 MG y 6 MG, tienen la misma altura (2 metros) y se ve claramente el efecto positivo del Aditivo 2. La columna 5 MG (aglomerada con Aditivo 2) su cinética de extracción de cobre es más rápida. En la columna 4 MG de mineral natural, solo comenzó la extracción de cobre al añadirse una solución más concentrada de ácido y por supuesto la cinética es mas lenta por los problemas de inundación presentados.

Es importante destacar en la cinética de extracción:

- Se logran altas extracciones de cobre en tiempos de percolación muy bajos (< 15 días).
- Los niveles de extracción de cobre al final de las pruebas (< 50 días) son superiores a los obtenidos en las pruebas de lixiviación agitada [1].

Este último puede deberse al mayor tiempo de contacto de los minerales con las soluciones lixiviantes y al incremento paulatino de la concentración de Fe^{+3} en los licores de salida, debido a cierta actividad microbiana que fue confirmada por la presencia de Thiobacillus en las soluciones de salida, aunque su concentración es baja ($<10^4$) debido a las condiciones desfavorables para el desarrollo de los mismo (alto pH y bajo contenido de azufre en los minerales) [1] [2].

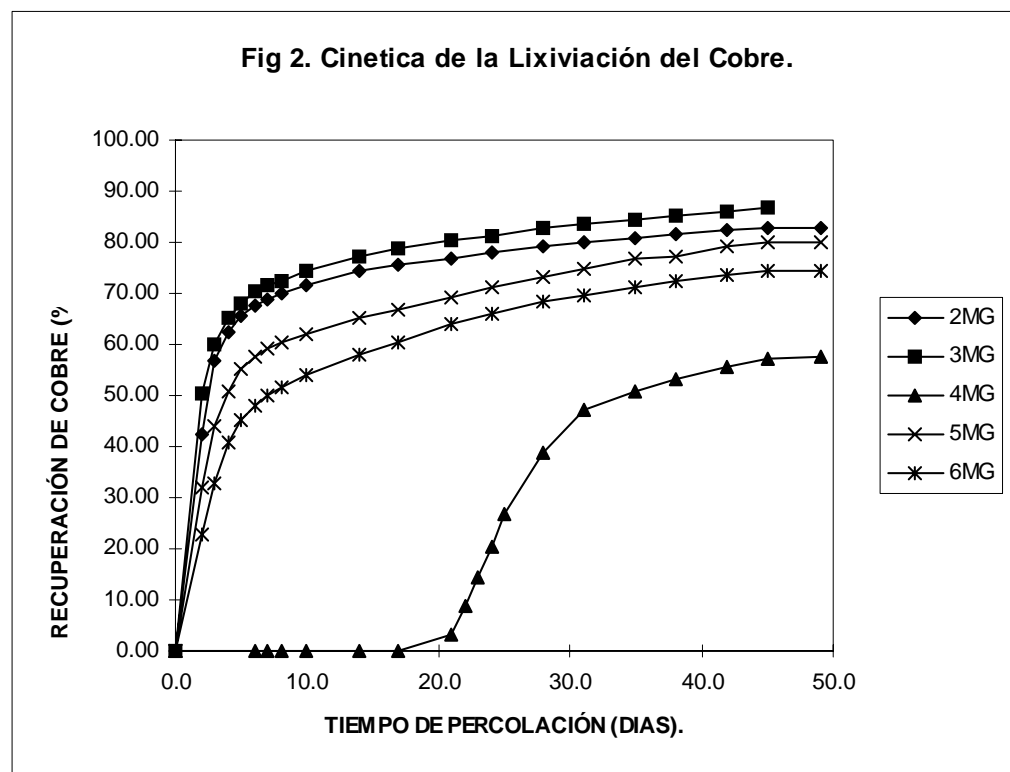
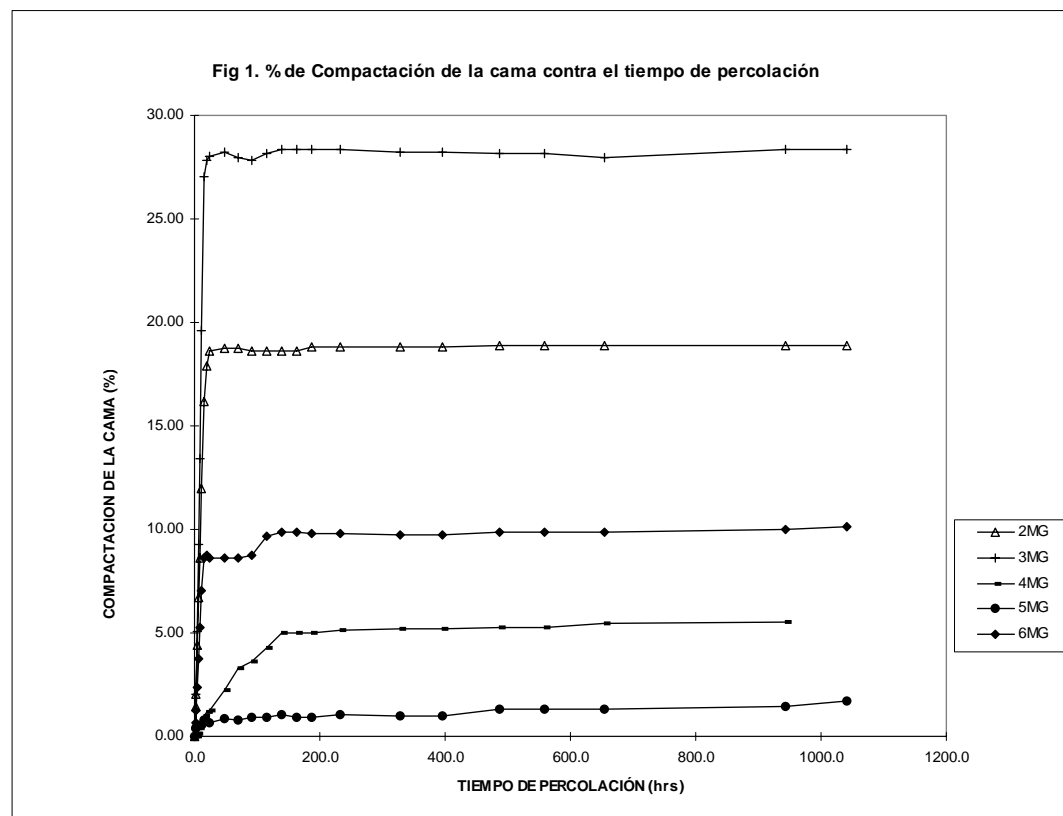
Es de destacar que los consumos los consumos de ácido específico y total son relativamente altos, lo cual es lógico por la presencia de cantidades de CaO y MgO presentes, pues estas colas son resultantes de una flotación en medio básico. Esto hace que una parte importante del ácido se consume por la ganga. Este aspecto será la limitante desde el punto de vista económico, que nos definirá el nivel de extracción de cobre óptimo que garantice un efecto económico positivo.

En base a lo anterior se definió un consumo de ácido máximo de 25 Kg/t min. seco que garantiza un efecto económico positivo a los niveles de precios actuales del cobre y del ácido sulfúrico, contenido de cobre de las colas, etc. En la tabla XI se determina para cada columna los parámetros fundamentales de la percolación en base al valor de consumo de ácido establecido.

Tabla XI. Resumen de Parámetros Fundamentales de la Percolación.

COL.	CONSUMO ACIDO		DIAS DE PERCOLACION.	RECUPER. DE COBRE (%)	OBSERVACIONES
	kg ac./t _{min}	kg ac./kg Cu			
2MG	25.0	7.31	8.26	70.17	CON ADITIVO 2.
3MG	25.0	7.41	5.29	68.83	SIN ADITIVO 2. ALT. 1 m.*
4MG	25.0	28.11	23.89	19.91	MINERAL NATURAL.
5MG	25.0	8.77	11.51	63.14	CON ADITIVO 2.
6MG	25.0	9.64	13.58	57.62	SIN ADITIVO 2.

*Debido a la menor altura, la columna tiene un desarrollo diferente.



ANÁLISIS GENERAL DE RESULTADOS.

Los resultados indican sin lugar a dudas que la variante de percolación ácida de las colas de flotación de la planta de beneficio de “El Cobre”, es superior a la de lixiviación en reactores agitados, pues además de ser una tecnología mucho mas barata los niveles de recuperación de cobre son similares y el tiempo de percolación es sumamente corto. Tal como se puede apreciar en la tabla XII.

Tabla XII. Resultados comparativos de la percolación y la lixiviación en reactores de la muestra DC-2 a temperatura ambiente.

Tecnología empleada	Recuperación Cu (%)	Consumo de ácido (Kg/tmin. seco)	Tiempo de Tratamiento
Lixiviación con reactores agitados	53.89	15.0 - 20.0	1 h
Percolación con aditivos.	63.14	25.0	11 - 12 días

El análisis de prefactibilidad económica (VAN y TIR) dio también mas favorable a la variante de percolación.

CONCLUSIONES

1. El principal mineral de cobre presente en las muestras de colas recibidas, es la malaquita, que es factible su extracción por lixiviación ácida.
 2. El nivel de extracción de cobre alcanza valores de 50 - 55 % en la lixiviación en reactores agitados a temperatura ambiente.
 3. El empleo de la biolixiviación en las condiciones estudiadas, no tienen un efecto significativo sobre la extracción de cobre.
 4. Es posible el aprovechamiento de las colas de la planta de beneficio de “El Cobre” por medio de la percolación ácida y los mejores resultados se alcanzan en las columnas a las que se le añaden Aditivo 2 y se aglomeran con una solución de ácido sulfúrico (columna 2MG y 5 MG). Para un nivel de consumo de ácido económicamente aceptable de 25.0 kg de ácido/t mineral, se obtienen recuperaciones altas en tiempos extraordinariamente cortos.
- | | | |
|---------------------|----------------------|------------------------|
| Muestras | t percolación (días) | Recuperación Cobre (%) |
| Depósito Cola No.1 | 8.26 | 70.17 |
| Depósito Cola No. 2 | 11.51 | 63.14 |
5. La variante de percolación ácida con aditivos es más ventajosa que la de lixiviación ácida en reactores agitados.

BIBLIOGRAFÍA

- Estudio preliminar de percolación con aditivos de una muestra del yacimiento “Hierro Mantua”. CIPIMM. Noviembre 1998. Información No 355.
- Montejo, Emilio; Fdez, Rebeca; Giralдино, Lucy y Otros. CIPIMM 1998. Estudio Preliminar de Lixiviación de las Colas de Flotación de la Planta de Beneficio “ El Cobre “..
- Manual de Lixiviación Bacteriana. Pequeña y mediana minería del cobre. Corporación de Fomento a la Producción. Santiago de Chile 1986.
- Montejo, Emilio; Fdez, Rebeca y otros. Pruebas de percolación de las colas de flotación de la Planta de beneficio del yacimiento “Mina Grande” de El Cobre. Etapa 1 y 2. Pruebas de percolación en columnas. Etapa de Laboratorio. CIPIMM 1999. Información No 356.
- Montejo, Emilio y Otros. Nuevas técnicas de aglomeración con aditivos. Memorias Evento Copper 2003. Santiago de Chile Dic. 2003.



EVALUACIÓN DE LA APLICACIÓN DE LA ESPECTROMETRÍA DE PLASMA INDUCTIVAMENTE ACOPLADO A LA DETERMINACIÓN DE FÓSFORO EN MUESTRAS DE CEMENTO.

Elizabet Abad Peña(1), Maria Elena Andrews Mulen(2), Rosario Ruiz de Bardet(3), Juana Zorrilla
Puente(4)
(1,2,3,4) EMPRESA GEOMINERA DE ORIENTE.

El análisis clásico de muestras de cemento requiere la determinación de fósforo entre otros elementos, tradicionalmente expresado como P_2O_5 . El hecho de contar a partir del año 1997 en nuestro laboratorio con la técnica de ICP – AES posibilitó la determinación de muchos elementos a partir de una misma solución. Sin embargo, que el fósforo pueda ser determinado en su longitud de onda más sensible depende de que el camino óptico esté libre de oxígeno, algo que los fabricantes de instrumentos de ICP han logrado. En el desarrollo de este trabajo se siguen los siguientes experimentos: Definición de la técnica de disolución de las muestras por fusión con meta borato de litio, selección de la línea analítica investigando las interferencias espectrales y corrigiéndolas, establecimiento del BEC, límite de detección, reproducibilidad a corto termino, investigación del rango analítico, determinación de la precisión, y la exactitud mediante la veracidad del método de fusión por un ensayo de recuperación del P_2O_5 sobre una muestra patrón de referencia. Tanto la determinación de P_2O_5 por ICP - AES como la utilización del meta borato de litio, elimina un tratamiento adicional de las muestras y su consecuente determinación por Espectrofotometría de Absorción Molecular, posibilita la determinación de Na_2O de esta misma solución. Además, en este trabajo se desarrolla una metodología que puede ser aplicada a cualquier otra determinación por ICP – AES, garantizando la validez del resultado obtenido.

USO DE LA FUNCIÓN DE DISTRIBUCIÓN RADIAL EN LA CARACTERIZACIÓN DE MATERIALES.

Joelis Rodríguez⁽¹⁾

(1) Instituto de Materiales y Reactivos, (IMRE) Universidad de la Habana; San Lazaro y L, 10400
Ciudad de la Habana, Cuba. e-mail: joelis@fisica.uh.cu

RESUMEN

En un sistema cristalino todas las posiciones atómicas son conocidas y descritas a través de parámetros de distancia y ángulos, mientras que en un sólido amorfo no se puede especificar completamente las posiciones y la identidad química de los elementos constituyentes. A través de la difracción de rayos X, es posible establecer una configuración atómica correcta al comparar la función intensidad experimental con funciones de intensidad teóricas, pero lo ventajoso es obtener la transformada de Fourier de la función intensidad experimental y así obtener la función de distribución radial (fdr) que describe la distribución de densidad electrónica promedio alrededor de un átomo de referencia como una función de la distancia radial.

El cálculo de la función de distribución radial a partir del patrón de difracción de polvo es de gran utilidad, pues brinda información sobre distancias interatómicas presentes en los materiales independientemente de tener orden cristalino o no. Es por ello que esta técnica abre perspectivas para la caracterización de materiales nanocristalinos o amorfos e incluso como complemento a la difracción de rayos X en policristales.

En el presente trabajo se exponen el montaje y desarrollo de un difractómetro para mediciones destinadas a calcular la fdr, así como, la caracterización de algunos materiales a partir de los resultados de la función de distribución radial.

ABSTRACT

In a crystalline system, all the atomic positions are known and described through the parameters of distance and angles, while in an amorphous solid no one can specify completely the positions and the chemical identity of the constituents. Through the X Ray Diffraction, it is possible to establish the correct atomic configuration when comparing the experimental intensity function with the theoretical intensity functions, but what is an advantage is to obtain the transformed function of Fourier about the experimental intensity function to obtain the radial distribution function (rdf), which describes the distribution of the average electronic density around a reference atom as a function of the radial distance.

The calculation of the function of radial distribution based on the powder diffraction pattern is very useful, because it gives the information about the inter-atomic distances present in the materials, independently of the fact that they are crystalline or not. It is because of that that this technique gives perspectives for nanocrystalline or amorphous materials characterization and also as a complement of the X Ray Diffraction in polycrystals.

In the present work we expose the assembling and development of a diffractometer for measurements aimed to the calculation of the rdf, as well as the characterization of some materials based on the results of the radial distribution function.

INTRODUCCIÓN

En 1915, Debye demostró [Warren, 1968] que la intensidad dispersada en unidades electrónicas de cualquier arreglo de átomos para el ángulo θ viene dada por:

$$I = \sum_m \sum_n f_m f_n \cdot \frac{\sin Q \cdot r_{mn}}{Q \cdot r_{mn}} \quad (1.1)$$

donde f_m, f_n son los factores de dispersión atómicos de los átomos m-ésimo, n-ésimo; r_{mn} distancia entre los átomos; $Q = 4\pi \cdot \sin \theta / \lambda$ es el vector de dispersión; λ la longitud de onda empleada. La doble sumatoria es sobre todos los pares de átomos en el ensemble.

Si integramos la función intensidad experimental (1.1) sobre todas las orientaciones espaciales de los arreglos de átomos; entonces la ecuación de Debye será efectiva en patrones de difracción de polvo, debido a que la integral es hecha a través de la dispersión por un número grande de granos orientados aleatoriamente.

Es posible establecer la configuración atómica correcta al comparar la intensidad experimental con funciones de intensidad teóricas [Klug, 1974], pero resulta ventajoso obtener la transformada de Fourier de la función intensidad experimental y así obtener la función de distribución radial (fdr) que describe la distribución de densidad electrónica promedio alrededor de un átomo de referencia como una función de la distancia.

La formula general para la intensidad de dispersión en el caso que tengamos más de un tipo de átomo será:

$$I = N \sum_j f_j^2 + \sum_{m \neq n} \sum_n f_m f_n \frac{\sin Q \cdot r_{mn}}{Q \cdot r_{mn}} \quad (1.2)$$

donde m, n,... denotan los tipos de átomos que constituyen una celda unitaria apropiada de la estructura; N es el número de tales celdas. La 1^{ra} sumatoria es sobre todos los átomos en la celda y la 2^{da} sumatoria es sobre cada par de átomos en la muestra.

La función de distribución radial ($G(r)$) es un espectro de distancias interatómicas en una sola dimensión, que se obtiene de la transformada de Fourier del patrón de difracción de polvo.

$$G(r) = 4\pi r^2 \sum_m K_m \rho_{em} = 4\pi r^2 \rho_{e0} \sum_m K_m + \frac{2r}{\pi} \int_0^\infty i(Q) Q \sin(Q \cdot r) dQ \quad (1.3)$$

$$\text{donde } i(Q) = \sum_m K_m^2 \left(\frac{I}{N \sum_m f_m^2} - 1 \right) \quad (1.4)$$

K_m es el número de electrones del átomo 'm', ρ_{e0} es la densidad electrónica media en la muestra alrededor del átomo 'm', I es la intensidad y se toma directamente de los datos de difracción, $f_m(r)$ es el factor de dispersión atómica del átomo 'm'.

La determinación de la fdr conlleva dos pasos:

- Evaluación numérica de la función $i(Q)$ a partir de los datos experimentales.
- El cálculo de la integral $\int_0^\infty i(Q) Q \sin(Q \cdot r) dQ$

Aquí son relevantes los máximos de dicha función, por lo que sólo buscaremos los máximos de la integral del último término. La fdr presenta máximos para las distancias interatómicas, donde la intensidad es proporcional al número de átomos que tienen una misma distancia.

$I_{kj} = w_{kj} \cdot N_{kj}$ donde w_{kj} es el peso de la distancia entre los átomos y es proporcional a la multiplicación de los números atómicos de los átomos involucrados ($w_{kj} \approx Z_k Z_j$) y el ancho de estos máximos está determinado por:

- La amplitud de las vibraciones térmicas.
- Incongruencia en las distancias interatómicas (desorden estructural).
- Ensanchamiento instrumental debido al procedimiento de obtener la fdr.

El cálculo de la función de distribución radial es de gran utilidad, pues brinda información sobre distancias interatómicas presentes en los materiales independientemente de tener orden cristalino o no. Es por ello que esta técnica abre perspectivas para la caracterización de materiales nanocristalinos o amorfos e incluso como complemento a la difracción de rayos X en policristales.

El conocimiento de las distancias interatómicas nos ayuda a reconocer las posiciones atómicas correctas entre los resultados obtenidos de los métodos directos. Con la información derivada de los métodos espectroscópicos es entonces posible el completamiento de la estructura.

Es importante señalar que la inmensa mayoría de las aplicaciones actuales para el cálculo de la fdr están relacionadas solamente con el estudio de gases, líquidos y amorfos; sin embargo, esta técnica es también de gran utilidad para el estudio de transformaciones estructurales [Sugiyama, 1993; El-Fadli, 1999] en muestras policristalinas. El único reporte existente sobre la utilización de la fdr para la determinación estructural con datos de difracción de polvo [Korsunsky, 2000] hace uso de la fdr para hallar el modelo estructural sin tomar en cuenta los métodos desarrollados específicamente para este fin.

Como se puede observar en la expresión para el cálculo de la fdr, es una suma de $\sin(Qr)$, por lo que se obtendrá mayor resolución (picos más finos) midiendo hasta valores de Q más grandes, lo que se puede lograr midiendo hasta altos valores de 2θ con menor longitud de onda (λ). Este análisis es posible hacerlo en un laboratorio equipado con un difractómetro de polvo, usando radiación $K\alpha Mo$ ($\lambda=0.71073\text{\AA}$) en lugar de radiación $K\alpha Cu$ ($\lambda=1.54183\text{\AA}$), la más usada en los difractómetros de polvo. Con esto se posibilita aumentar el valor de Q_{max} cerca del doble (Q_{max} para $K\alpha Cu$ y $K\alpha Mo$ es: $8.15 \rightarrow 17.68\text{\AA}^{-1}$ respectivamente) en el cálculo de la transformada de Fourier y con ello aumentar la resolución de la función de distribución radial.

Mediante el cálculo de la función de distribución radial solamente es imposible determinar la estructura, pero el conocimiento de las distancias interatómicas puede sugerirnos acerca del empaquetamiento atómico y su complementación con los métodos espectroscópicos puede dar solución a un problema estructural determinado.

Montaje de un Difractómetro para Mediciones de la Función de Distribución Radial de Alta Resolución.

La Figura I-1 muestra un esquema representativo del montaje de un difractómetro para el cálculo de la función de distribución radial en geometría $\theta/2\theta$. Para obtener el patrón de difracción de polvo la muestra es molida en un mortero de ágata y presionada sobre un portamuestra circular (28 mm de diámetro). La muestra debe tener una densidad homogénea en el rango de medición en 2θ , el volumen de dispersión debe ser constante.

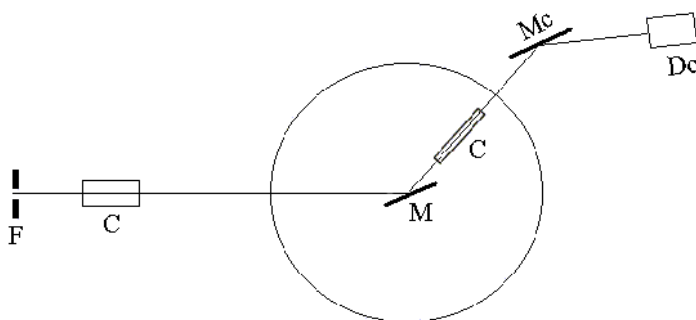


Figura I-1 Esquema representativo del montaje del difractómetro para la medición de la función de distribución radial en geometría $\theta/2\theta$; donde F-fuente, C-colimadores, M-muestra, Mc-cristal monocromador y Dc-detector de centelleo.

Un cristal monocromador es colocado entre la muestra y el detector de centelleo con el propósito de eliminar la radiación fluorescente y la dispersión inelástica de los átomos pesados. En la técnica del cálculo de la función de distribución radial es necesario que la eficiencia del monocromador sea buena, es decir, un gran por ciento de los fotones que llegan con la λ característica pasen al detector. Por ende se podrían medir las intensidades débiles particularmente a altos valores del ángulo de dispersión.

En aras de obtener la función de distribución radial de alta resolución procedimos al montaje de un difractómetro para realizar las respectivas mediciones. Teniendo en cuenta que contamos con un monocromador plano de fluoruro de litio (LiF), se diseñó un montaje experimental con geometría de haz paralelo en el que el colimador de divergencia horizontal es relativamente pequeño (0.35mm para una divergencia del rayo incidente $\sim 0.3^\circ$) y en el brazo del detector se colocó un colimador soller de divergencia horizontal, el colimador del detector, el monocromador y por último el detector de centelleo donde se puede medir un amplio rango de intensidades con una muy buena precisión (ver Figura I-2). La longitud de onda usada fue de 0.71073\AA , correspondiente a un tubo de rayos X de $K\alpha\text{Mo}$.

Para llevar a cabo dicho diseño fue necesario realizar dos adaptaciones:

A la base del tubo de rayos X para aceptar el tubo de rayos X Philips usado en los experimentos y hacer así posible su movimiento controlado respecto al goniómetro para poder realizar la calibración.

Al brazo del goniómetro que sostiene al detector en 2θ y del cristal del monocromador en θ , de manera que permita la calibración fina del monocromador.

El uso del monocromador es fundamental, pues este ayuda a mejorar la relación pico/fondo en el patrón, al impedir que fotones con otra energía que no sea la del $K\alpha$ Mo entren en el detector.

En la Figura I-2 se muestra el resultado final de la instalación donde se señalan las partes fundamentales. Como se puede observar la geometría utilizada permite reducir la distancia muestra-detector (~ 120 mm) en relación con la distancia tubo-muestra (~ 280 mm). La distancia muestra-detector se tomó tan pequeña como fuera posible para poder alojar en la misma mesa otro goniómetro alimentado con el mismo tubo de rayos X.

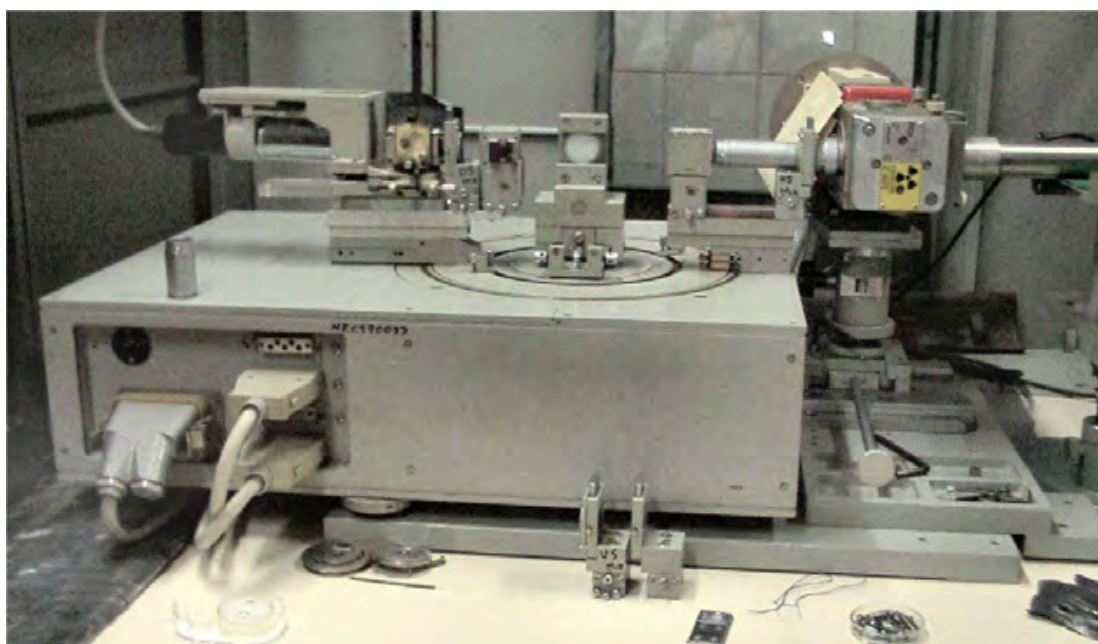


Figura I-2. Montaje del goniómetro para mediciones destinadas al cálculo de la función de distribución radial. Dc- detector de centelleo, Mc- monocromador de LiF, C- colimadores de rayos X, M- muestra, F- tubo de rayos X, BT- base del tubo y A- llave para ajustar la posición del tubo.

Ejemplos del uso de la función de distribución radial

$\text{Cu}[\text{Fe}(\text{CN})_5\text{NO}]\cdot 2\text{H}_2\text{O}$ y $\text{Cu}[\text{Fe}(\text{CN})_5\text{NO}]$

Los diagramas de la fdr (figura I-3 y figura I-4) para las dos fases (hidratada y anhidra) del $\text{Cu}[\text{Fe}(\text{CN})_5\text{NO}]$ fueron obtenidas con radiación $K\alpha$ Mo (0.71073\AA) en el difractómetro mostrado en la figura I-2. A los datos experimentales del $\text{Cu}[\text{Fe}(\text{CN})_5\text{NO}]$ de ambas fases se les restó el fondo y se les aplicó la fórmula (1.3) implementada en el programa radial- λ [Gómez, 2001].

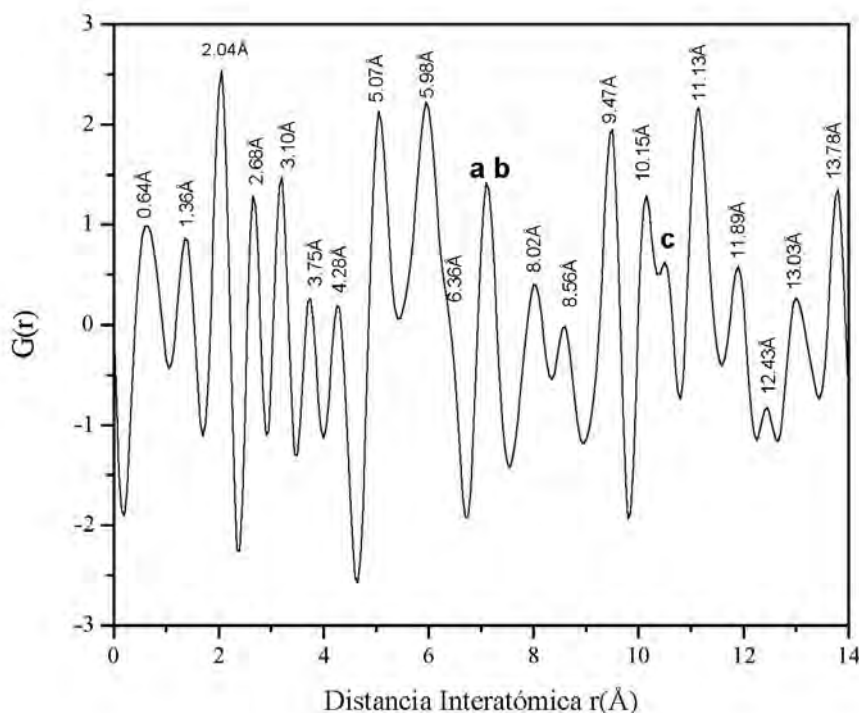


Figura I-3. Función de distribución radial para la fase hidratada del $\text{Cu}[\text{Fe}(\text{CN})_5\text{NO}]$. Indicando en cada pico el valor de la distancia interatómica. Note además la asignación de los parámetros de celda

En la Tabla I-1 se reportan los valores más relevantes de los máximos de la función de distribución radial para ambas fases, así como la correspondiente asignación y su comparación con las distancias interatómicas obtenidas de la determinación estructural. Los primeros picos de la función de distribución radial que pertenecen a enlaces directos son de origen muy similar. El máximo observado cerca del cero surge por efectos de truncado en el cálculo de la función de distribución radial y su valor no tiene ningún sentido físico, por tanto no lo tendremos en cuenta. Al primer pico cercano a 1.2-1.3 Å, contribuyen todos los enlaces internos de ligandos, en nuestro caso ($\text{C}\equiv\text{N}$ y $\text{N}=\text{O}$), siendo más o menos pronunciado dependiendo del tipo de ligando.

El próximo pico aparece en el entorno de 2 Å correspondiendo al enlace directo entre el metal pesado y el ligando más cercano, contribuyen a este pico las distancias interatómicas directas Fe-C y Cu-N. El mismo tiene mayor intensidad debido a que presenta la contribución del metal pesado. A los siguientes dos picos aproximadamente en 2.6 y 3.1 Å contribuyen las distancias interatómicas entre el metal pesado y el átomo más alejado para un ligando dado Fe-O(NO), Fe-N y Cu-C. Los máximos que presentan una distancias interatómicas de 3.7 y 4.3 Å pertenecen a vectores interatómicos entre átomos ligeros, los que, en este caso, pueden ser observados gracias a la gran resolución de la función de distribución radial, ya que normalmente estos picos quedan solapados por los contiguos.

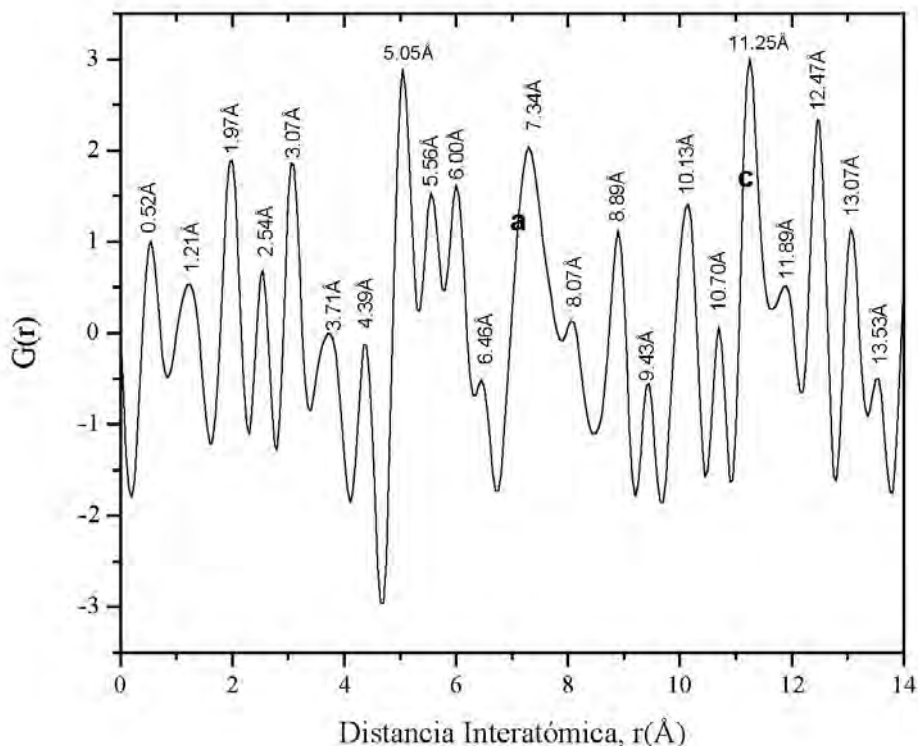


Figura I-4. Función de distribución radial para la fase tetragonal del $\text{Cu}[\text{Fe}(\text{CN})_5\text{NO}]$. Indicando en cada pico el valor de la distancia interatómica. Note además la asignación de los parámetros de celda.

El pico de mayor intensidad en los diagramas de las funciones de distribución radial, en el entorno de 5.06 Å, corresponde a la distancia interatómica entre los metales pesados Fe-Cu. Dicho valor al comparar las dos fases del $\text{Cu}[\text{Fe}(\text{CN})_5\text{NO}]$ nos sugiere que en el proceso de deshidratación ocurre un reordenamiento estructural donde el enlace Fe-CN-Cu se mantiene y es lo suficientemente rígido como para mantener casi constante esa distancia. La misma, aproximadamente igual a 5 Å, de la unión de los cationes por puentes ciano Fe-CN-Cu difiere significativamente del reportado (5.35 Å) para el $\text{Cu}[\text{Fe}(\text{CN})_5\text{NO}]$ (ortorrómbico Pnma) obtenido por monocristales.

La contribución a los restantes picos será mayoritariamente entre los metales pesados, Fe-Fe, Cu-Cu y Fe-Cu debido a que solamente predominarán en la función de distribución radial dichos vectores interatómicos.

El mayor corrimiento en las distancias interatómicas es observado para valores pequeños de $r(\text{Å})$, que coincide con distancias en que están involucrados los átomos ligeros (C, N, O); eso es debido a que el ruido indeseable por truncado se superponen a la pobre señal proveniente de los átomos de C, N y O (tienen factores de dispersión atómica muy bajos), haciendo imposible la observación de las distancias interatómicas correspondientes a dichos átomos.

Tabla I-1 Valores de los máximos de la función de distribución radial, su comparación con las distancias obtenidas de los métodos de determinación estructural, así como la asignación a los respectivos átomos; de las dos fases del $\text{Cu}[\text{Fe}(\text{CN})_5\text{NO}]$.

Distancia Interatómica (Å)		Asignación	Distancia Interatómica (Å)		Asignación
Determinación estructural	Máximos de fdr		Determinación estructural	Máximos de fdr	
Cu[Fe(CN) ₅ NO].2H ₂ O			Cu[Fe(CN) ₅ NO]		
1.149 / 1.123	1.36	C≡N / N=O	1.144 / 1.1226	1.21	C≡N / N=O
1.93 / 1.952	2.04	Fe-C / Cu-N	1.926 / 1.979	1.97	Fe-C / Cu-N
3.078 / 3.097	3.10	Fe-N / Cu-C	3.07 / 3.117	3.07	Fe-N / Cu-C
5.026	5.07	Fe-Cu	5.036	5.05	Fe-Cu
6.018	5.98	Fe-Cu	5.562 / 5.530	5.56	Fe-N / Cu-C
6.244	6.36	Fe-Fe	6.028 / 6.145	6.00	Cu-N / Fe-C
7.195 / 6.984	7.12	a / b	7.114	7.16	a
9.526 / 9.606	9.47	Fe-Fe / Fe-Cu	7.423 / 7.423	7.34	Fe-Fe / Cu-Cu
10.027	10.15	Fe-Fe	8.821	8.89	Fe-Cu
10.352	10.48	c	10.061	10.13	Fe-Fe / Cu-Cu
11.187	11.13	Fe-Cu	13.031	13.07	Fe-Fe
12.488	12.43	Fe-Fe			

$\text{Cu}[\text{Fe}(\text{CN})_5\text{NO}]\cdot\text{CH}_3\text{OH}$

Como se ha discutido anteriormente, para obtener una buena resolución de la función de distribución radial es necesario disminuir la longitud de onda para obtener más información con respecto a Q ($Q=4\pi\sin\theta/\lambda$); por ello es que se trabaja preferiblemente con radiación $K\alpha\text{Mo}$ (0.71073\AA). Dicha longitud de onda no se pudo emplear en el $\text{Cu}[\text{Fe}(\text{CN})_5\text{NO}]$ en metanol debido a que se disponía de poca cantidad de muestra y no era posible medirla sin contaminar el patrón experimental con la dispersión de los rayos X provenientes del portamuestras, debido a la baja absorción de la radiación de $K\alpha\text{Mo}$. No obstante, se efectuó el cálculo de la función de distribución radial a partir del patrón de difracción en polvo del $\text{Cu}[\text{Fe}(\text{CN})_5\text{NO}]$ en metanol con radiación $K\alpha\text{Cu}$ (1.54182\AA), observándose una disminución de la resolución de la fdr.

La figura I-5 muestra el diagrama de la función de distribución radial para el $\text{Cu}[\text{Fe}(\text{CN})_5\text{NO}]$ en metanol, señalando en cada pico el valor de las distancias interatómicas y a modo de comparación se adicionó el diagrama de la función de distribución radial del compuesto de $\text{Cu}[\text{Fe}(\text{CN})_5\text{NO}]$ (anhidro). En ellos se observa una correspondencia entre los picos debidos a distancias interatómicas menores de 5\AA , ($\text{C}\equiv\text{N}$, $\text{N}=\text{O}$, $\text{Fe}-\text{C}$, $\text{Cu}-\text{N}$, $\text{Fe}-\text{N}$ y $\text{Cu}-\text{C}$), demostrando con ello que se mantienen dichas configuraciones atómicas.

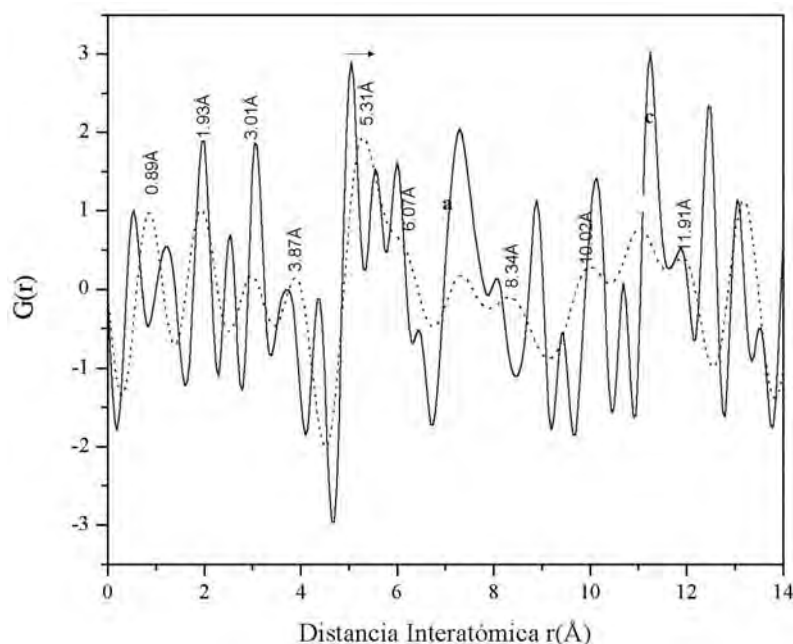


Figura I-5. Función de distribución radial para el NpCu en metanol (línea de puntos) y del NpCu anhidro (línea continua). Los valores en los máximos de la fdr corresponden al NpCu en metanol, mientras que los parámetros de celda pertenecen al NpCu anhidro.

En el próximo pico perteneciente a la distancia entre los cationes Fe-Cu se observa un desplazamiento de la distancia interatómica (de la forma anhidra a la de metanol) de 5.05 a 5.3Å, indicando que el enlace entre los cationes a través de los puentes ciano Fe-C≡N-Cu, difieren al tipo estructural del Cu[Fe(CN)₅NO] (hidratada y anhidra). Otro aspecto a resaltar de la fase del Cu[Fe(CN)₅NO] metanólico es la no coincidencia con los picos correspondiente a los parámetros de celda. Estos hechos confirman que en la fase anhidra del Cu[Fe(CN)₅NO] ocurre una transformación estructural cuando dicho compuesto es sumergido en metanol.

Es interesante observar que a pesar de la baja resolución de la función de distribución radial se puede ver la correspondencia con los parámetros de celda.

Fe[Fe(CN)₅NO]

La figura I-6 muestra el diagrama de la función de distribución radial para la fase estable del Fe[Fe(CN)₅NO], el que fue obtenido con radiación K α Cu (1.54182Å). En la misma figura se ha superpuesto el diagrama del Cu[Fe(CN)₅NO] en metanol con el propósito de comparar ambas estructuras.

En los diagramas se puede notar la poca resolución de la función de distribución radial, sin embargo se pueden obtener las principales distancias interatómicas. Analizando ambas estructuras, se puede corroborar que ambas presentan el mismo enrejado estructural; diferente al obtenido en el Cu[Fe(CN)₅NO] (hidratado y anhidro), es decir, los cationes interno (FeII) y externo (M²⁺) presentan los mismos puentes de enlace CN (Fe-C≡N-M²⁺). La distancia de 5.34 Å entre los cationes interno y externo del Fe[Fe(CN)₅NO] es similar a la reportada para la estructura trihidratada del Fe[Fe(CN)₅NO] en

monocristales [Mullica, 1991a] indicando que en el proceso de deshidratación no hay cambios significativos en la coordinación entre ellos.

Teniendo en cuenta estos resultados se puede concluir que los finos detalles estructurales que determinan que la celda sea $P2_1/n$ ($\text{Fe}[\text{Fe}(\text{CN})_5\text{NO}]$ monoclinico) o $Pnma$ ($\text{Cu}[\text{Fe}(\text{CN})_5\text{NO}]$ metanólico) no son resueltos por la fdr.

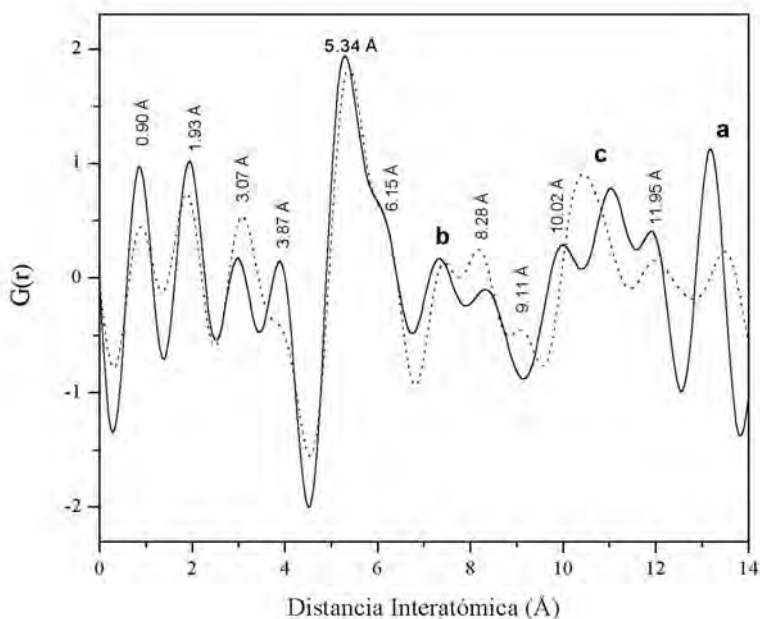


Figura I-6. Función de distribución radial para las fase: estable del NpFe (línea de puntos) y del NpCu en metanol (línea continua).

$\text{Ag}_2[\text{Fe}(\text{CN})_5\text{NO}]$

El hecho de trabajar con estructuras que presentan pocos átomos pesados, le confieren al método del cálculo de la función de distribución radial una poderosa fuente de información en la determinación estructural.

En el caso del NpAg ($\text{Ag}_2[\text{Fe}(\text{CN})_5\text{NO}]$), deberán observarse algunos picos intensos en el diagrama de la función de distribución radial, adicionales a los discutidos anteriormente, debido a que en este complejo la relación entre los cationes Ag y Fe es; 2:1. La figura I-7 muestra el diagrama del cálculo de la función de distribución radial para el $\text{Ag}_2[\text{Fe}(\text{CN})_5\text{NO}]$, obtenido directamente de la transformada de Fourier del patrón de difracción del polvo, registrado con radiación $\text{K}\alpha\text{Mo}$ ($\lambda=0.71073\text{\AA}$) y en la tabla I-2 se muestran los valores más relevantes con su respectiva asignación de vectores interatómicos. En el mismo se observan los picos correspondiente a los enlaces directos internos de los ligandos CN y NO (1.21\AA); el catión interno y su ligando más cercano Fe-C (1.84\AA) y el catión externo con su correspondiente ligando Ag-N (2.22\AA), respectivamente. Se observa además un pico intenso a una distancia interatómica de 3.20\AA que corresponde al vector interatómico Ag-Ag . La distancia entre los cationes Fe-Ag toma un valor intermedio 5.17\AA .

a los obtenidos para otros compuestos de nitroprusiatos, indicando que dicha estructura difiere significativamente de las anteriores. Se puede notar también la correspondencia con los parámetros de la celda. Aunque en este caso se puede apreciar que la intensidad de los picos correspondientes a los parámetros de celda es menor que en los casos anteriormente visto. Esto es debido a que las dimensiones de la celda no coinciden con los átomos pesados. Fe-C≡N-Ag.

Tabla I-2. Máximos más relevantes en la fdr para el compuesto $\text{Ag}_2[\text{Fe}(\text{CN})_5\text{NO}]$ con su respectiva asignación de vectores interatómicos obtenidos del diagrama de la función de distribución radial

Distancia Interatómica (Å)	Asignación
1.21	C≡N/N=O
1.84	Fe-C
2.22	Ag-N
3.20	Ag-Ag
5.17	Fe-Ag
6.51	b
7.57	c
11.12	a

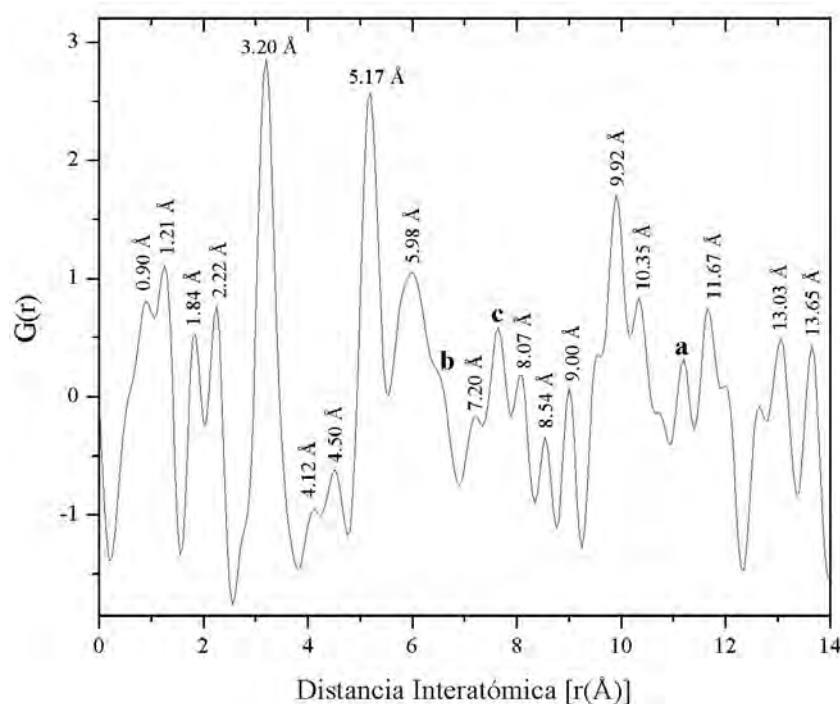


Figura I-7. Diagrama de la función de distribución radial para el compuesto $\text{Ag}_2[\text{Fe}(\text{CN})_5\text{NO}]$. Indicando en cada pico su correspondiente valor en Å. Además se muestran la asignación de los picos que corresponden con los parámetros de celda.

Vidrio

La figura I-8 muestra el patrón de difracción obtenido para un portamuestra de vidrio. Se puede observar que, a través de la difracción de rayos X es imposible caracterizar dicho

material, debido a que es un amorfo y por tanto no se puede inferir nada acerca de su estructura. Sin embargo, al observar el diagrama de la función de distribución radial (figura I-9), se pueden notar algunos picos correspondiente a distancias interatómicas. En la tabla I-3 se puede observar las distintas asignaciones y su correspondencia con las distancias reportadas en la literatura, correspondientes al vidrio.

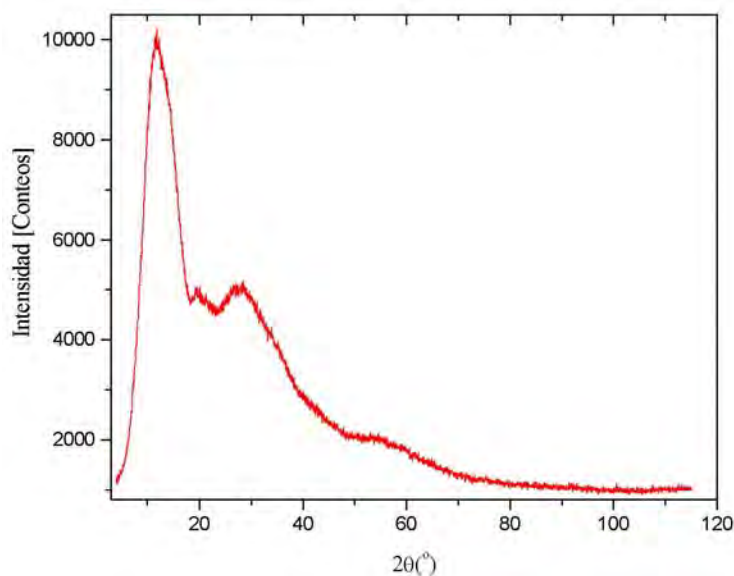


Figura I-8: Patrón de difracción de un portamuestra de vidrio. Observe que el mismo es un amorfo.

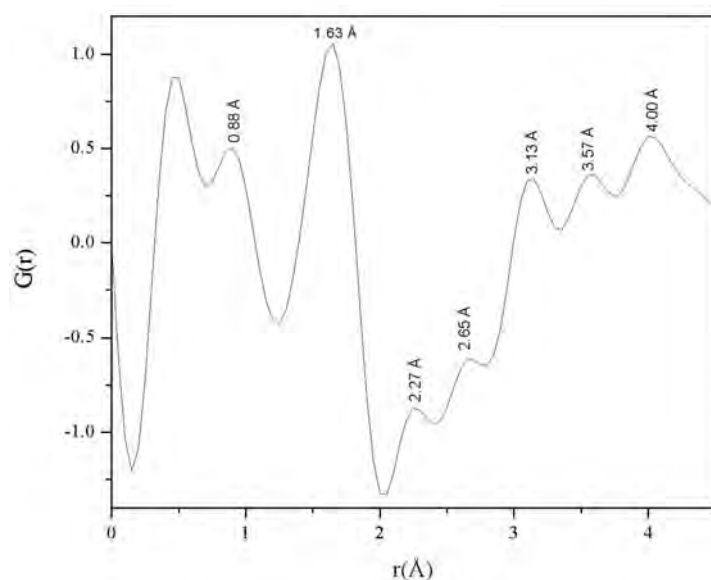


Figura I-9: Diagrama de la función de distribución radial del portamuestra de vidrio. Observe las distintas distancias interatómicas obtenidas.

Tabla I-3: Distancias interatómicas encontradas en la función de distribución radial del portamuestra de vidrio. Así como su asignación y correspondencia con los valores reportados en la literatura.

Distancia Interatómica (Å)		Asignación
Obtenida	reportada	
1.63	1.6	Si-O
2.27	2.4	Si-Si
3.13	3.2	Si(-O)-Si
3.57	3.6	Si(-Si)-O
4.00	3.9	Si(-Si)-Si

CONCLUSIONES

1. Se demuestra las potencialidades de una importante herramienta (cálculo de la función de distribución radial) en la caracterización estructural a partir de patrones de difracción en polvos.
2. Se diseñó un difractómetro de polvo con el objetivo de calcular la función de distribución radial.
3. Es factible obtener información estructural, a través de las distancias interatómicas en materiales que no tengan una periodicidad de largo alcance en su estructura cristalina (materiales amorfos).

BIBLIOGRAFÍA

- Warren, B. E. (1968). X-ray diffraction, Addison-Wesley publishing company.
- Klug, H. P. and L. E. Alexander (1974). New York, John Wiley & Sons.
- Sugiyama, K., H. J. Ryu, Y. Waseda. (1993). J. Mat. Science 28: 2783.
- El-Fadli, Z., E. Coret, F. Sapina, E. Martinez, A. Beltran, D. Beltran, F. Lloret. (1999). J. Mat. Chemistry 9: 1793.
- Korsunsky, V. I. (2000). Coordination Chemistry Reviews 199: 55.
- Gómez, A. (2001b). Radial-λ. Cálculo de la función de distribución radial. Havana.
- Mullica, D.F., D.B. Tiffin, E. L. Sappenfield. (1991a). J. Crystall. Spectrosc. Res. 21: 81-85.

DESARROLLO Y VALIDACIÓN DE PROCEDIMIENTOS PARA EL ANÁLISIS DE SOLDADURAS POR ICP-AES Y EAA.

Myriam Moreno⁽¹⁾, Aída Álvarez^(1 y 2), Q. Silvia Miranda⁽¹⁾, Alma D. Rubio⁽¹⁾

(1) Centro de Investigación en Materiales Avanzados (CIMAV), Miguel de Cervantes No. 120, Complejo Industrial Chihuahua, CP 31109 Chihuahua, Chihuahua, México. Telf: 52 614 439 4821, Fax: 52 614 439 1112, e-mail: alma.rubio@cimav.edu.mx.

(2) Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica (CIPIMM), Varona 12028, Boyeros, Ciudad de La Habana, Cuba. Telf: 53 7 57 8370, Fax: 35 7 8082, e-mail: aida@cipimm.minbas.mx.

RESUMEN

Se elaboraron procedimientos por Espectroscopia de Emisión Atómica con Plasma Inductivamente Acoplado (ICP-AES) y Espectrofotometría de Absorción Atómica (EAA) para el análisis de soldaduras Sn/Pb. No se observaron efectos de matriz en ninguna de las determinaciones, pero sí una interferencia espectral para el Bi por EAA. Los límites de detección fueron adecuados, pero mejores los de ICP. Las incertidumbres de ambos procedimientos fueron buenas, pero en general mejores las de EAA. No se encontraron contribuciones significativas al sesgo en ninguno de los procedimientos.

ABSTRACT

It has been developed Inductively Coupled Plasma Atomic Emission Spectroscopy (ICP-AES) and Atomic Absorption Spectrophotometry (AAS) procedures for the analysis of Sn/Pb. No matrix effects in any of the determinations were observed, but the presence of an spectral interference for Bi by EAA was found. The detection limits were adequate, but better in ICP. The uncertainties of both procedures were good, but better in general those of AAS. Significant contributions to the bias were not found in any of the procedures.

INTRODUCCIÓN

El análisis de soldaduras es de gran importancia para la industria, las propiedades de las mismas están en gran medida determinadas por su composición química. La Tabla I muestra la composición típica de la muestra certificada Standard Reference Material 127b Solder (40Sn-60Pb) del National Institute of Standards and Technology (NIST) de los Estados Unidos.

Una búsqueda de la literatura relacionada con este tipo de análisis nos muestra que existen muy pocas referencias sobre el análisis químico de estos materiales; entre los que sobresalen las Normas ASTM, pero estas se han dejado de utilizar y los métodos empleados fueron fundamentalmente el análisis espectrográfico (método de polvos) y el fotométrico, o sea métodos clásicos. Sin embargo, el desarrollo de la técnica actual hace necesario el empleo de métodos más avanzados y productivos que garanticen la calidad requerida. La Espectroscopia de Absorción Atómica (EAA) y la Espectroscopia de

Tabla I.- Composición típica de una muestras certificada de soldadura.

Elemento	Valor certificado %
Sn	39.3
Sb	0.43
As	0.01
Bi	0.06
Cu	0.011
Ni	0.012
Ag	0.01

Emisión Atómica con Plasma Inductivamente Acoplado (ICP-AES) son técnicas que poseen las características necesarias para el desarrollo de este tipo de procedimientos. Especialmente el ICP-AES la cual es una técnica que por su carácter multielemental resulta de interés cuando se requiere una alta productividad combinada con buenos valores de la exactitud y precisión.

Por otra parte, hay que tener en cuenta que las aleaciones estaño-plomo no tienen siempre la relación Sn/Pb : 40/60 que se muestra en la Tabla I, estas pueden tener también la relación inversa, o sea Sn/Pb : 60/40, lo que debe tenerse en cuenta a la hora de desarrollar el procedimiento. Además, para conservar la productividad de la técnica de ICP es necesario que todos los elementos puedan ser determinados de una sola alícuota, y como se verá más adelante, esto no ocurre con la determinación del Sn y el Pb, por lo que estos elementos serán determinados solo por EAA.

Por todo lo anterior, en este trabajo se estudiarán las condiciones necesarias para desarrollar y validar procedimientos para el análisis de soldaduras por ICP-AES y por EAA, la existencia de varias opciones para realizar estos análisis nos permite una mayor flexibilidad al seleccionar el método más adecuado en cada caso.

PARTE EXPERIMENTAL

Equipos y condiciones instrumentales.

- Espectrómetro de Plasma Inductivamente Acoplado (ICP-AES) de la firma Thermo Jarrell Ash modelo IRIS AP/DUO, con las siguientes condiciones instrumentales.

Potencia de la radiofrecuencia: 1150 Watts
Enfoque: axial
Flujo de gas del plasma: 16 l/min
Flujo de gas auxiliar: 1 l/min.
Flujo de gas de nebulización: 0.7 l/min

Presión del nebulizador: 206.84 kPa
Nebulizador: Flujo cruzado
Velocidad de bombeo: 130 r.p.m.
Flujo de muestra: 2.4 ml/min.
Cámara de nebulización: Tipo Scott

- Espectrómetro de Absorción Atómica GBC AVANTA Σ.

Las condiciones instrumentales para EAA se seleccionaron de acuerdo a las recomendaciones del fabricante y experiencias previas en la determinación de estos elementos en otros materiales. En general podemos mencionar que se empleó la flama aire acetileno para la determinación de Ag, Bi, Cu, Ni, Pb y Sb, mientras que el Sn se

analizó en la flama nitroso acetileno. Por su parte para la determinación de As se probó el método de generación de hidruros.

RESULTADOS Y DISCUSIÓN.

Tratamiento de las muestras.

Para el tratamiento de las muestras se tomaron como punto de partida los métodos descritos en el Manual de Perkin Elmer para el análisis de plomo, estaño y aleaciones plomo-estaño y el método descrito en el manual del Microondas CEM para el análisis de soldaduras. Sin embargo, ninguno de estos métodos dio resultados aplicables a todo tipo de soldaduras y en muchos casos se observaron residuos. Después de varias pruebas se llegó al siguiente método de disolución con el que se obtuvieron disoluciones totales para las soldaduras comúnmente manejadas en la industria.

*Pesar 0.5 g de muestra, añadir 20 ml de agua desionizada y 20 ml de HCl concentrado , colocar en la parrilla y calentar por 10 minutos. Añadir 0.5 ml de H₂O₂ y continuar calentando un minuto. Añadir 2 ml de HNO₃ y continuar calentando hasta disolución total a temperatura moderada (sin hervir). Enfriar y aforar en matraz volumétrico de 100 ml. Para la determinación de Pb y Sn se pesan 0.1 g de muestra y se procede de igual forma, pero se toma una alícuota de 5 ml en 100 para las determinaciones, y se repone la cantidad de HCl del 20 % **(sin este último paso se producen precipitados en las muestras que hacen que las determinaciones no sean cuantitativas)**.*

Estudio de los efectos de matriz.

Una vez definido el tratamiento de las muestras se procedió al estudio de las diferentes fuentes que pueden ocasionar efectos de matriz, que son la presencia de los componentes fundamentales de las muestras (en este caso Sn y Pb), la influencia de los ácidos de la disolución y los efectos interelementos. Para realizar este estudio se empleó la Muestra de Referencia Certificada descrita en la Tabla 1. Los estándares de calibración se prepararon para este estudio con los ácidos de disolución. No se observaron diferencias significativas entre los valores certificados y los encontrados, por lo que se puede afirmar que no existen efectos de matriz, como no sean los debidos a los ácidos de la disolución, los que ya fueron reportados recientemente por Khakhathi para ICP y que son muy conocidos en EAA por lo que estos fueron añadidos a la calibración.

Construcción de los gráficos de calibración.

Para la construcción de los gráficos de calibración se emplearon soluciones de calibración con contenidos apropiados a los esperados en las disoluciones correspondientes para cada elemento, las que fueron preparadas a partir de soluciones certificadas de 1 000 y 100 µg/ml, suministradas por High Purity o CENAM.

Los datos de los ajuste obtenidos se muestran en las Tablas II y III para ICP-AES y EAA respectivamente, donde también aparecen los detalles de las líneas analíticas empleadas, las que fueron seleccionadas de acuerdo a los contenidos a determinar y teniendo en cuenta que no presentaran interferencias espectrales provenientes de la matriz o los elementos acompañantes.

Tabla II.- Parámetros de la regresión de las curvas de calibración para ICP-AES.

Elemento	Longitud de onda de las líneas seleccionada (nm)	Intercepto	Pendiente	Coefficiente de Correlac.
Ag	328.068 (79)	-1.2003	426.3337	1.000
As	193.042 (133)	0.0678	0.7034	0.998
Bi	190.241 (136)	168.4279	33.0185	1.000
Cu	327.396 (79)	-1.4090	234.6112	1.000
Ni	231.604 (112)	0.3946	57.6929	0.999
Sb	217.581 (119)	-0.2176	6.2142	0.999

Tabla III.- Parámetros de la regresión de las curvas de calibración de EAA.

Elemento	Longitud de onda de las líneas seleccionada (nm)	Intercepto	Pendiente	Coefficiente de Correlac.
Ag	328.1	-0.00127	0.13607	0.999
Bi	222.8	0.00087	0.0118	1.000
Cu	324.7	0.00011	0.13754	0.999
Ni	232.0	-0.00316	0.09783	1.000
Pb	283.3	-0.00058	0.00130	1.000
Sb	206.8	-0.00397	0.01419	1.000
Sn	235.5	0.00348	0.00594	0.999

Es muy importante ver en la Tabla III que se empleó una longitud de onda diferente a la recomendada por el fabricante para el Bi (223.1 nm) ya que esta presentaba una interferencia espectral no resuelta, debido al alto contenido de Sn presente en la muestra.

Se observa además en ambas Tablas que los coeficientes de correlación son muy buenos en todos los casos, lo que demuestra la calidad de los ajustes.

Validación de los procedimientos.

Para la evaluación de los procedimientos se empleó el método de validación in-house propuesto por IUPAC-ISO-AOAC ya que no existía la posibilidad de realizar estudios interlaboratorios en estos momentos. Se tuvieron en cuenta además las orientaciones para el cálculo de la incertidumbre de la Guía NIST y la Guía EUROCHEM, documentos que han cobrado gran relevancia por la labor esclarecedora que han aportado para los procesos de validación de métodos de ensayo. Fueron evaluados en ambos casos los límites de detección, la incertidumbre y el sesgo.

Cálculo de los límites de detección.

Los límites de detección se calcularon, de acuerdo a la definición aprobada por IUPAC, como la concentración correspondiente a una señal igual a tres veces la desviación típica del blanco ($3\sigma_{Bk}$). Para ello se realizaron 15 determinaciones de los elementos por ambas vías en la muestra en blanco. Los resultados se muestran en la Tabla IV, donde se aprecia que los límites de detección obtenidos tanto en ICP como en EAA son satisfactorios en todos los casos para los contenidos que se requiere determinar y que, en general, son mejores los de ICP-AES.

Tabla IV.- Valores obtenidos de los límites de detección.

Elemento	ICP-AES		EAA	
	µg/L	%	µg/L	%
Ag	0.0012	0.24×10^{-4}	0.0035	0.70×10^{-4}
As	0.071	0.0014	No determinado	-
Bi	0.024	4.70×10^{-4}	0.185	0.0037
Cu	0.0024	0.48×10^{-4}	0.0105	2.10×10^{-4}
Ni	0.0022	0.44×10^{-4}	0.0209	4.2×10^{-4}
Pb	No determinado	-	0.876	0.018
Sb	0.023	4.53×10^{-4}	0.448	0.0090
Sn	No determinado	-	0.405	0.0081

Evaluación de la precisión (incertidumbre).

Para evaluar la precisión se realizaron 12 réplicas de la muestra de referencia certificada Standard Reference Material 127b , Solder (40Sn-60Pb) del National Bureau of Standards (NIST) de los Estados Unidos y se calcularon la desviación estándar combinada (S) y el coeficiente de variación (CV), por las expresiones 1 y 2. La Tabla V muestra los resultados obtenidos.

$$S = (\sum (X_i - \bar{X})^2 / n - 1)^{1/2} \quad (1)$$

$$CV = (S / \bar{X}) \times 100 \quad (2)$$

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, los que en general fueron mejores para EAA.

Los valores de la desviación estándar combinada de la Tabla V son las incertidumbres combinadas de las mediciones realizadas por ICP y EAA, y con ellos se puede calcular la incertidumbre expandida al multiplicar estos valores por el factor de cobertura, el que para un nivel de aproximadamente 95 % de confiabilidad toma el valor 2, para un número grande de repeticiones. Estos valores resultan también apropiados e incluso mejores que los reportados para la muestra de referencia certificada.

Adicionalmente, debido a que las diferencias encontradas, aunque eran aceptables de acuerdo a las indicaciones de este material de referencia, resultaban algo mayores que las esperadas, se realizó la comparación entre los valores medios obtenidos por ambos métodos, los resultados se muestran en la Tabla VI. No se incluyen los elementos As, Pb y Sn, pues estos fueron determinados por una sola de las vías. La Tabla muestra que no existen diferencias significativas entre ambos procedimientos, evaluadas mediante una prueba t para un 95% de confiabilidad, lo que confirma nuestra afirmación de que no existen contribuciones significativas al sesgo.

Tabla V.- Evaluación de la desviación estándar combinada y el coeficiente de variación.

Elemento	Valor certificado %	Valores de ICP-AES			Valores de EAA		
		Media	S %	CV %	Media	S %	CV %
Ag	0.01	0.017	8.0×10^{-4}	4.62	0.017	1.6×10^{-4}	0.91
As	0.01	0.014	0.00112	8.08	ND	-	-
Bi	0.06	0.064	0.00178	2.80	0.064	9.9×10^{-4}	1.54
Cu	0.011	0.011	7.0×10^{-4}	6.51	0.012	3.5×10^{-4}	2.93
Ni	0.012	0.0117	4.4×10^{-4}	3.80	0.0118	3.0×10^{-4}	2.53
Pb	~ 60.0 *	ND	-	-	60.464	0.605	1.00
Sb	0.43	0.438	0.015	3.38	0.432	0.0049	1.14
Sn	39.3	ND	-	-	39.72	0.490	1.23

* Valor No Certificado. ND- No determinado

Tabla VI.- Evaluación del sesgo por comparación de los valores obtenidos por ICP y EAA (Conc. en %).

Técnica →	ICP-AES		EAA		Diferencia Significativa
Elemento	Valor medio	S	Valor medio	S	
Ag	0.017	0.00071	0.017	0.00014	No
Bi	0.064	0.0016	0.064	0.00088	No
Cu	0.011	0.00062	0.012	0.00031	No
Ni	0.012	0.00039	0.012	0.00027	No
Sb	0.44	0.013	0.43	0.00435	No

Finalmente, a pesar de las coincidencias aquí encontradas, resultaba un tanto alarmante que se consideraran permisibles diferencias tan grandes entre el valor encontrado y certificado para elementos como Ag y Bi, cuyos valores coincidían además por ambas vías. Para definir completamente esto se realizó la determinación de ambos elementos por el método de adición de estándar y se obtuvieron resultados similares a los encontrados con anterioridad, por lo que concluimos que los valores obtenidos eran buenos en todos los casos.

CONCLUSIONES

- Se obtuvo un procedimiento por ICP-AES adecuado para el análisis de Ag, As, Bi, Cu, Ni y Sb empleando una disolución ácida de 0.5 g de muestra y una sola alícuota (directa) para las lecturas.
- En el procedimiento por EAA se analizan además los elementos Pb o Sn, según el tipo de soldadura. Los elementos Ag, Bi, Cu, Ni, Pb y Sb se analizaron con la flama aire-acetileno y el Sn con oxido nitroso acetileno, pero para el Sn y el Pb se empleó una pesada de 0.1 g en 100 ml de la que fue necesario tomar una alícuota 5/100 para hacer la determinación, manteniendo 20% de HCl; mientras que el As no pudo ser determinado por esta vía.
- No se observó la presencia de efectos de matriz por ninguna de las dos vías estudiadas para los análisis. Pero si una interferencia espectral en la línea 223.1

de Bi recomendada por el fabricante, debido a la presencia de Sn en altos contenidos en la muestra, por lo que resulta indispensable el empleo de la línea 222.8 nm para eliminar dicha interferencia.

- En ambos casos los límites de detección obtenidos son adecuados para los niveles de los elementos que se desea determinar, observándose que los límites de detección de ICP fueron en general mejores.
- La precisión expresada en términos de coeficientes de variación, resultó adecuada en ambos casos, pero se observaron valores mejores por EAA. Las incertidumbres combinadas y expandidas obtenidas fueron apropiadas en todos los casos.
- La evaluación del sesgo por comparación con una Muestra de Referencia Certificada (NIST) y por comparación entre ambos métodos y confirmada para algunos elementos por el método de adición de estándar, arrojó que no existían contribuciones significativas al sesgo en ninguno de los procedimientos.

AGRADECIMIENTOS:

Gracias a los técnicos que nos ayudaron en la elaboración de este trabajo en especial a la Ing. Maria Dolores Luján Sáenz y la Ing. Mónica Rodríguez.

BIBLIOGRAFÍA

- Antanasopoulos, N.- GBC Flame Methods Manual for Atomic Absorption.
ASTM WITHDRAWN STANDARD: B18-36, 1941. Methods of Chemical Analysis of Lead, Tin, and Base Solder Metal WITHDRAWN, REPLACED BY E46.
ASTM WITHDRAWN STANDARD: E51-67, 1978. Method for Spectrographic Analysis of Tin Alloys by the Powder Technique.
ASTM WITHDRAWN STANDARD: E87-58, 1978. Methods for Chemical Analysis of Lead, Tin, Antimony and Their Alloys (Photometric Method).
ASTM WITHDRAWN STANDARD: E46-83, 1987. Test Methods for Chemical Analysis of Lead- and Tin-Base Solder.
CEM, Microwave Sample Preparation Note, 1991, MT-9.- Solder.
Manual Perkin Elmer, 1971, MT-5.- Analysis of Lead, Tin, and Lead-Tin Alloys.
Mandiwana, K.L., 2000. Physical interferences by mineral acids in ICP-OES, J. Anal. At. Spectrom., 15: 1405 –1407.
Quantifying Uncertainty in Analytical Measurement 2000. EURACHEM/ CITAC Guide, second edition.
Taylor B.N., Chris E. Kuyatt, 199. Guidelines for Evaluating and Expressing the Uncertainty of NIST Measurement Results, NIST Technical Note 1297.
Thompson, M., L.R. Ellison, R. Wood, 2002. IUPAC Technical Report.- Harmonized guidelines for single laboratory validation of methods of analysis, Pure and Appl. Chem., 74, 5: 835-855.



DETERMINACIÓN ESPECTROFOTOMETRICA DE PLOMO EN *RAPHANUS SATIVUS L.*

(1)Alejandro Benavides Montoya, (2)Brenda Magdaleno, (1)Maria Teresa Alarcón Herrera

- (1) Centro de Investigación en Materiales Avanzados S.C (CIMAV) Miguel de Cervantes # 120
Complejo Industrial Chihuahua, Cp 31109 Chihuahua, Chih. México.
- (2) Facultad de Ciencias Químicas, Universidad Autónoma de Chihuahua

El cultivo de plantas comestibles en sitios contaminados con metales, sea por fuentes antropogénicas o naturales, representa un riesgo tanto para la obtención del cultivo como para la población consumidora por la posible concentración del metal en la estructura de la planta a nivel de partes comestibles. La determinación analítica del metal en las diferentes matrices es un aspecto fundamental en la evaluación de resultados.

En espectrofotometría por absorción atómica la preparación de las muestras en la etapa de digestión es un aspecto determinante en la calidad de la determinación analítica de los elementos a determinar debido a las interferencias que se presentan por la diversidad de componentes presentes en la muestra. Aun que existen técnicas estandarizadas de análisis para la digestión de diferentes tipos de muestras ambientales, la determinación de metales en plantas no es una determinación rutinaria, ya que presenta diferentes tipos de interferencias que pueden invalidar los resultados si no se lleva a cabo una digestión exhaustiva de la muestra. Por ello para la determinación de plomo en *RAPHANUS SATIVUS L* (rábano) del presente estudio se requirió desarrollar un procedimiento de digestión en dos etapas, la primera con ácido nítrico y la segunda con peróxido de hidrógeno, hasta obtener la completa mineralización de la materia orgánica de la planta. La preparación previa a la digestión de muestras de planta consistió en lavado, secado a peso constante, y molienda a un tamaño de 1mm. El análisis de muestras se realizó por espectrofotometría de absorción atómica con flama y con horno de grafito. Para la validación de la determinación, se elaboraron curvas de calibración con estándares certificados a diferentes rangos de concentración, además de controles como blancos de digestión, duplicados y triplicados de muestra. Los resultados obtenidos muestran una recuperación del metal mayor al 90% con el procedimiento desarrollado.



EVALUACIÓN ESTADÍSTICA DE DOS METODOS USADOS EN LA EXTRACCION DE NITRATOS Y SULFATOS DE MUESTRAS DE AEROSOLES AMBIENTALES.

Alfredo Campos Trujillo , Luis Miguel Gonzáles, Jorge Iván Carrillo Flores y Eduardo Herrera Peraza.

Centro de Investigación en Materiales Avanzados. SC. Calle Miguel de Cervantes # 120. Complejo Industrial Chihuahua, Chihuahua, Chih, CP: 31109, México. E mail: alfredo.campos@cimav.edu.mx

RESUMEN

En los trabajos de vigilancia de la calidad de aire, la determinación de especies químicas contaminantes juega un papel fundamental. Para la extracción y determinación de los contenidos de contaminantes inorgánicos en aerosoles atmosféricos se usan diferentes métodos, pero los más frecuentemente reportados en la literatura son los de digestión química y ultrasonido. El conocimiento de las concentraciones de nitratos y sulfatos en el aire constituyen uno de los indicadores fundamentales para evaluar la calidad del entorno respirable o de los posibles daños en la agricultura y los materiales debidos a la aparición de las lluvias ácidas. El objetivo del presente trabajo consiste en presentar los métodos estadísticos que se usaron para la elección del método de extracción más preciso y exacto para la evaluación de tales contaminantes. Se evaluaron 16 réplicas de papeles de filtros (8 de fibra de vidrio y 8 de fibra de cuarzo) contaminadas artificialmente con estándares conocidos de nitratos y sulfatos. Los métodos estadísticos de evaluación más usados responden a las formulaciones de determinación de precisión y exactitud que propone el NIST en su Guide for NIST Uncertainty y las normas de la ISO: ISO 3534-77 , ISO 5725-33-84 programadas todas en el código BABXEL . Sin embargo, de todas las pruebas, la más apropiada para la elección del mejor método es el de Youden donde se plasman gráficamente todas las posibles desviaciones de los método explorados, dando un idea cuantitativa de los errores aleatorios y sistemáticos cometidos en ambos métodos. La conclusión de este trabajo es que para la extracción de nitratos el método más trazable resulto ser el de ultrasonido, mientras que para los sulfatos fue el de digestión química.

ABSTRACT

In the studies of air quality surveillance, the chemical pollutants and their species determination plays a fundamental role. For the extraction and determination of the contents of inorganic compounds in atmospheric aerosols, different methods are used, but more frequently reported in the literature are chemical digestion and ultrasound. The knowledge of nitrates and sulfates concentrations in the atmosphere constitute one of the fundamental indicators to evaluate the quality of the air we breath, or the possible damages in agriculture and materials due to the acid rain. The aim of the present work consists of presenting the statistical methods that were used for the election of the most precise and exact method of extraction for the evaluation of such pollutants. Sixteen replies of paper filters (8 glass fiber and 8 quartz fiber) were artificially contaminated with standards of nitrates and sulfates, and evaluated. The statistical methods most used are those that answer to the determination of precision and accuracy that NIST proposes in its Guide for NIST Uncertainty and the ISO: ISO 3534-77, ISO 5725-33-84 standars, programmed in the BABXEL code. Nevertheless, of all the tests, the most appropriate for the election of the best method, is Youden test, where all the possible diversions of the explored methods take form graphically, giving a quantitative idea of the random and systematic errors in both methods. The conclusion of this work is that the method with more traceability for nitrates extraction was ultrasound, whereas for sulfates was chemical digestion.



INTRODUCCION

En nuestro país, muchos centros de población, como es el caso de la ciudad de Chihuahua, están experimentando un alto grado de desarrollo económico e industrial que trae como consecuencia el aumento de los niveles de contaminación, dando como resultado el deterioro la calidad del aire.

El material particulado atmosférico se define como un conjunto de partículas sólidas y/o líquidas (a excepción del agua pura) presentes en suspensión en la atmósfera (Mészáros, 1999). Generalmente, el término *aerosol atmosférico* se utiliza como sinónimo de partículas atmosféricas, aunque esta definición no es estricta. Es necesario considerar que el término material particulado atmosférico es un concepto amplio que engloba tanto las partículas en suspensión entre 0,01-100 μm como las partículas sedimentables (diámetro > 20 μm), caracterizadas por un corto tiempo de residencia en la atmósfera (las cuales forman a los limos después de varias horas).

El creciente interés por conocer el origen y los efectos de los contaminantes en la atmósfera y el impacto que estos provocan en la salud de la población, se debe a los efectos adversos que en la actualidad se han estado presentando en el medio ambiente debido a diversos compuestos que alteran los ecosistemas. Tal es el caso de las partículas suspendidas y sus componentes, entre los cuales están los sulfatos y nitratos que constituyen una proporción importante de la composición de dichas partículas. Combinados con otros factores ambientales y climatológicos como la humedad, la radiación solar, la temperatura y otros elementos como los gases, los sulfatos y nitratos generan fenómenos como la lluvia ácida, el smog fotoquímico y el efecto invernadero entre otros. Así, contribuyen al deterioro del entorno en que vivimos, y por ello es necesario realizar estudios que nos lleven a conocer las concentraciones de los contaminantes presentes en el aire (Ramírez, 2004). Por otra parte, partículas suspendidas, que pueden ser colectadas en filtros tienen otras composiciones elementales que pueden considerarse potencialmente nocivas, sobre todo cuando alcanzan el tamaño de fracciones respirables. Entre los elementos más comúnmente estudiados se encuentran el Al, Si, P, S, Cl, K, Ca, Sc, Ti, V, Cr, Mn, Fe, Co, Ni, Cu, As, Br y Pb.

El grupo de vigilancia de la calidad del aire del Departamento de Medio Ambiente y Energía del Centro de Investigación en Materiales Avanzados dispone de diferentes equipamientos y técnicas para la detección, extracción y análisis de los aerosoles. Entre las técnicas de análisis disponibles se encuentran: la colorimetría (CLHACH), el cromatógrafo de gases masa (CGHS), la absorción atómica (AA), el analizador óptico de plasma inducido (ICP), la sonda de fluorescencia de rayos X del microscópico de barrido (EDAX) y la fluorescencia de rayos X (XRF) dispersiva en longitud de onda. El eficiente uso de estos equipamientos y los métodos empleados contribuyen directamente a obtener datos controlados que sirvan para satisfacer las demandas y las exigencias en las informaciones de la calidad del aire. Partiendo del carácter masivo de los análisis, existen técnicas apropiadas que cumplen con las dos reglas fundamentales de los reportes para alcanzar informaciones en tiempo real:

1. Control de la calidad trazable en los reportes de los contenidos de compuestos y elementos nocivos a la salud.
2. Aumento de la rapidez de los reportes.

En general las técnicas destructivas como el CGHS, la AA o el ICP son técnicas muy eficientes, pero requieren de una exhaustiva preparación de la muestra, además la precisión de la medición debe controlarse mediante viales o muestras diferentes. En cambio, las técnicas no destructivas como el EDAX o la XRF requieren de una sola muestra para determinar la



precisión de la medición, estableciendo repeticiones en la misma muestra. La sonda de XRF EDAX se emplea para casos muy específicos y de poco volumen de la muestra ya que está asociado al microscópico electrónico de barrido (SEM). Por lo tanto, en el CIMAV, las técnicas analíticas con mayores posibilidades de cumplir con las condiciones antes mencionadas son las de colorimetría para el caso de los nitratos y sulfatos y la de XRF de longitud de onda dispersiva para el caso de los análisis elementales de los filtros, pero lamentablemente no está certificada, hasta el momento, por organismos competentes y no se prevé a corto plazo su realización. Sin embargo, el volumen de muestras acumuladas durante la colección de los filtros que deben ser procesadas en el primer semestre del 2005 es lo suficientemente grande (800 filtros) como para que sean abarcadas completamente por técnicas trazables ya implementadas. Para el aumento en la velocidad de los análisis, en el futuro debe incorporarse la técnica de fluorescencia de rayos X, no certificada aún, mediante procedimientos de certificación interna que permitan hacerle frente al gran volumen de mediciones analíticas que requieren los filtros a los cuales se les deben analizar la composición elemental. Por eso, los objetivos principales de este trabajo son: evaluar las técnicas de extracción de sulfatos y nitratos en filtros de fibra de vidrio y fibra de cuarzo, tanto por digestión química con ácido clorhídrico como por remoción por ultrasonido mediante criterios estadísticos de control que permitan determinar cual es la más apropiada en cada caso.

MATERIALES Y METODOS

Determinación de la concentración de nitratos y sulfatos en filtros

La colección de aerosoles en el grupo de Vigilancia de la Calidad del Aire del CIMAV se logra mediante colectores de alto volumen de acuerdo a la NOM-035-ECOL-1993 (DGN, 1993), el Método EPA IO-2.2 y el de Referencia de la USEPA RFPS-1287-063 Graseby Andersen/GMW Model 1200 High-Volume Air Sampler. El CIMAV cuenta con siete muestreadores de Alto Volumen de cabezal PST y PM₁₀ marca Andersen modelos G105 y G70. La figura 1 muestra los colectores con cabezal PM₁₀ y PST de izquierda a derecha respectivamente. Los filtros usados en esto tipos de muestreadores de alto volumen son fibra de vidrio y de cuarzo (hojas de 8 X 10 pulgadas).



Figura 1. Colectores de Alto Volumen con Cabezal para PM₁₀ y PST.

El control de los métodos de extracción se lleva a cabo mediante el uso de los citados filtros vírgenes de fibra de cuarzo y de vidrio que se contaminan con cantidades conocidas de nitratos y sulfatos y medido mediante la CLHACH. Las curvas de calibración de fracción de absorbancia vs. concentración, para la determinación de los mismos se realizaron siguiendo respectivamente los métodos 8171 y 8051 de la EPA, reportados en: <http://www.in.gov/sema/ierc/manual/Sect6.htm>. Tanto los estándares como el colorímetro RD/890 son de la firma HACH. Para el caso de los nitratos se tuvo que introducir otro estándar



de la misma empresa HACH de 500 ppm (Volumetric Analytical Standards 2002) de concentración de nitrógeno en ampollas de 10 ml c/u, pues el original de la firma HACH era sólo de 44.3 ± 0.4 ppm de nitratos (World HEADQUARTERS, 1998), cantidad que no era suficiente para lograr una sensibilidad apropiada para el equipo de colorimetría. Para el caso de los sulfatos de uso un estándar de sulfatos también de la HACH con soluciones en ampollas de $2500 \text{ mg/L} \pm 0.2 \%$.

El procedimiento de control para determinar qué técnica de extracción de nitratos y sulfatos fue realizado mediante los siguientes pasos:

- Realización de las curvas de calibración de sulfatos y nitratos.
- Contaminación de dos tipos de filtros (fibra de cuarzo y fibra de vidrio), con cantidades conocidas de sulfatos y nitratos del estándar HACH líquido.
- Determinación del porcentaje de recuperación de sulfatos y nitratos de los filtros contaminados, por los dos métodos de remoción (*digestión ácida, utilizando ácido clorhídrico*, y el otro utilizando un aparato de *ultrasonido* marca BRANSON 1510.). El error se determinó estadísticamente con cuatro repeticiones para cada uno de los tipos de los filtros de fibra de vidrio y fibra de cuarzo contaminados.
- Aplicar los test de precisión y exactitud que vienen incluidos en el código BABXEL, en el cual se incluyen de forma preferencial los test de pre-certificación (Shewhart ordenado) y el de Youden de comparación de técnicas.

El BABXEL es un código desarrollado mediante el proyecto ARCAL IV de la Organización Internacional de Energía Atómica (OIEA) con el objeto de controlar los resultados de los datos analíticos en cualquier tipo de técnicas y en especial las nucleares. Este código está escrito en Visual Basic del EXCEL y está compuesto de cinco subrutinas (Colectivo de Expertos del OIEA, Arcal RLA/02/003, 1996):

BXLANDAT. Hace un análisis de los resultados en cuanto a pruebas de normalidad, posibles outliers e incluye las pruebas de precisión y exactitud de las normas ISO y NIST, entre otras. Las pruebas incluidas tanto de precisión como las de exactitud tienen en cuenta las guías ISO 5725-33-89 (Sutarno, R. and Steger, H., 1985), e ISO-3534-77-92 (H. F. Marchandise 1983) (Kane, J. S., 1991). y el NIST-92 (Taylor B. N. Guías del NIST, 1992) que se mantienen vigentes en la actualidad (Taylor B. N. Guías del NIST, 1994) y (Ellison S. L. R., EURACHEM/CITAC Guide, 2000)

BXLQC. Diseñada para el control de los datos mediante diferentes test como Shewhart de sigmas y de rango, CUSUM, Heydorn (Heydorn, K, 1980), Youden, (Manual 2005), entre otros.

BXLCAL. Se especializa en la confección de calibraciones de concentración vs. las señales de los equipos.

BXLTRANS. Realiza conversiones de datos para gráficos en diferentes tipos de distribuciones.

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

En la figura 2 (a) se muestra la curva de calibración para los nitratos y en la 2 (b) la de sulfatos. En cada punto de las curvas fueron realizadas 3 repeticiones para lograr calibraciones con pesos estadísticos. En ambos casos los ajustes fueron lineales con regresión de 99.4 % en el caso de los nitratos y de 99.7 % para el caso de los sulfatos.

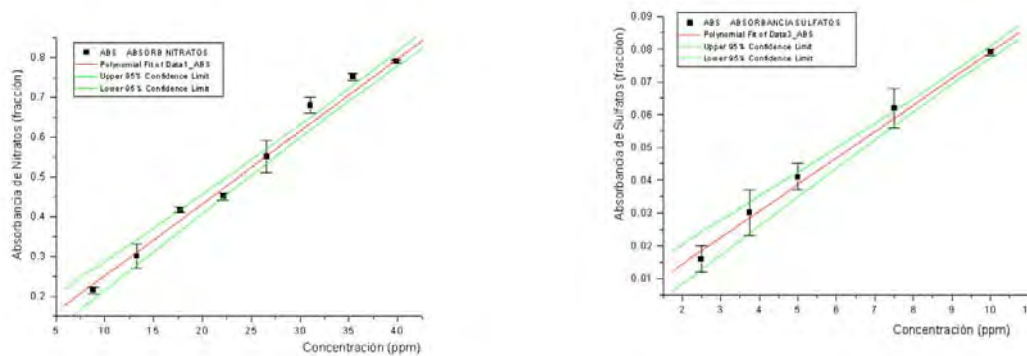


Figura 2. (a) Curva de Calibración para Nitratos. (b) Curva de Calibración para Sulfatos.

Recobrado en Nitratos

Para el caso de los nitratos se prepararon cuatro muestras de filtros de fibra de vidrio y cuatro de fibra de cuarzo, y de esa forma proceder a los cálculos de precisión y exactitud del recobrado en cada método de extracción con otro estándar HACH (Volumetric Analytical Standards 2002) de 500 ppm en contenido de nitrógeno, ya que el valor de 44.3 ± 0.4 ppm de concentración de la firma HACH para nitratos es muy pequeño para poder contaminar de forma sensible a las muestras de ambos grupos de filtros. De acuerdo a los datos de recobrado esperado por medio de los cálculos estequiométricos el valor esperado de nitrato en los filtros es de 22.0 ± 1.0 ppm de concentración de nitratos.

En el método de digestión usando HCl para la extracción de nitratos, se obtuvieron concentraciones muy bajas debido a que este ácido no es apropiado para la extracción de los mismos, debido a que no existe afinidad entre ellos.

En la Tabla I se muestran los valores de concentración de nitratos recuperados de los filtros de fibra de vidrio, tanto para el método de ultrasonido (US) como en el método de extracción por digestión de HCl.

De la misma Tabla se observa que el valor obtenido por recobrado para la concentración de nitratos en filtros de fibra de vidrio, usando el método US fue de 23.0 ± 2 mientras que para los del método de extracción por digestión con HCl fue de 0.7 ± 0.1 .

Tabla I. Resultado de los recobrados de nitratos en los filtros de fibra de vidrio para las técnicas de extracción de ultrasonido y digestión por HCl.

Absorbancia US (fracc.)	Absorbancia HCl (fracc.)	Concentración US (ppm)	Concentración HCl (ppm)
0.462	0.127	21.14	0.54
0.522	0.171	24.18	0.73
0.497	0.190	22.91	0.81
0.533	0.172	24.74	0.73



La simple comparación visual de los valores de recobrado reportados en la Tabla I, en el caso de la extracción de nitratos por digestión de HCl se observa una total desviación del valor esperado de recobrado 22.0 ± 1.0 ppm para el caso de los nitratos con una concordancia del 3.2 %, equivalente a una discordancia del 96.8 %

En el caso del método de nitratos extraídos de filtros de fibra de vidrio hay una concordancia del 96 %, pero sólo se tiene idea de la precisión y exactitud del resultado aplicando la subrutina BXLANDAT del programa BABXEL.

En la Tabla II, se muestran a modo de ejemplo, los resultados de las pruebas de exactitud y precisión del BABXEL para estos cálculos. Puede observarse que la discordancia entre el valor esperado y el promedio los recobrados de los cuatro filtros es de 95.3 % debido a que no se realizan aproximaciones en el cálculo, hasta el final de presentar los resultados, o sea que se considera un valor esperado de 22.15 y el obtenido como promedio de los valores de recobrado determinados 23.2425.

Tabla II. Salida de las Pruebas de Precisión y Exactitud del Programa BABXEL para Recobrado de Nitratos con Ultrasonido en Filtros de Fibra de Vidrio.

HOJA DE PRUEBAS DE EXACTITUD Y PRECISION							
ELEMENTO:	Nitratos	METODO:	US	MUESTRA:	FV		
UNIDAD:							
MEDIDAS:	23.2425	DESVEST.:	1.59713024	INT.CONF.:	1.56515702		
VAL.CERT.:	22.15	DS INTRA.:	1.1	INC.INTRA.:	0.05		
		DS INTER.:	1.1				
DIFER.:	1.0925	No.REPL.:		No.REPL.:			
		INICIAL:	4	ACTUAL:	4		
TEST	VALOR	CRITERIOS DE ACEPTACION					
CONCORDANCIA %:	95.2695578						
KANE:	0.17100985	ACEPTAR SI VALOR < 1					
ISO GUIDE 33:1989	0.34204750	ACEPTAR SI VALOR < 2					
t DE STUDENT:	1.36807879	ALFA:	0.05	t CRIT:	3.18244020		
		ACEPTAR SI VALOR < t CRITICO					
PRUEBA NIST 1992							
REPLICAS	ALFA2	t - Alfa	BETA	t - Beta	DISC. OBS.	DISC. CRIT.	L. D. DISC.
4	0.005	7.45310904	0.01	5.84084773	1.0025	7.51702342	13.7484786
PRUEBA DE PRECISION ISO GUIDE 33:1989							
gi	CHI2 CAL	CHI2 TAB					
3	1.00018311	2.80400823	ACEPTAR SI CHI2 CALC < CHI2 TAB				

En la Tabla III se resumen los valores de precisión de la Guía ISO 5725-33-89 y los valores de exactitud de las Guías ISO 5725-33-89, ISO 3534-77-92, NIST-92 y el Test de Student de doble cola para $\alpha = 0.05$. Se reportan cualitativamente los valores que pasen las pruebas de precisión y exactitud mediante un "si", en caso contrario "no".

Es evidente que no tiene sentido el uso del método de extracción de nitratos con HCl, ya que en ninguno de los dos tipos de filtros los resultados fueron exactos.

A pesar de los buenos valores obtenidos para la extracción de sulfatos por el método de ultrasonido en las pruebas de precisión y exactitud, resultaría interesante conocer la posible existencia de alguna tendencia de desviación sistemática por medio de un gráfico de Shewhart (Royal Society of Chemistry, 1989). Si se muestran las desviaciones de los valores centrales de



las concentraciones de nitratos para cada punto respecto del valor esperado veremos que existe una marcada tendencia hacia valores mayores que el esperado. Esa tendencia presenta valores mayores que 2σ para la última medición de concentraciones de nitratos en FC.

Tabla III. Criterios de Aceptación de Precisión y Exactitud en la Concentración de Nitratos por las Normas Guías ISO 5725-33-89, ISO 3534-77-92, NIST-92 y el Test de Student de doble cola con $\alpha = 0.05$

Método	Especie	Filtro	Valor Medido (ppm)	Valor Esperado (ppm)	Precisión ISO5725-33-89	Exactitud			
						ISO3534-77-92	ISO5725-33-89	NIST-92	Student $\alpha = 0.05$
US	Nitratos	FV	23 ± 2	22 ± 1	si	si	si	si	si
US	Nitratos	FC	25 ± 6		si	si	si	si	si
US	Nitratos	FV+FC	24 ± 4		si	si	si	si	si
HCl	Nitratos	FV	0.5 ± 0.1		si	no	no	no	no
HCl	Nitratos	FC	0.5 ± 0.1		si	no	no	no	no
HCl	Nitratos	FV+FC	0.5 ± 0.1		si	no	no	no	no

Otra de las pruebas que acentúa la existencia de errores sistemáticos aunque sean ligeros es el la prueba CUCUM, (Harrys, P. S. Westinghouse. WSRC-MS-94-0370, 1994). En la figura 3 se observa la tendencia por encima del valor central esperado. Se ve claramente de la figura 4 que todos los puntos se salen de la zona de confiabilidad de acumulación de errores, eso indica que aparece un error sistemático posiblemente de manipulación en el momento de efectuar el recobrado que hace que los valores de concentración calculados sean ligeramente superiores al esperado. No se descarta una posible contaminación.

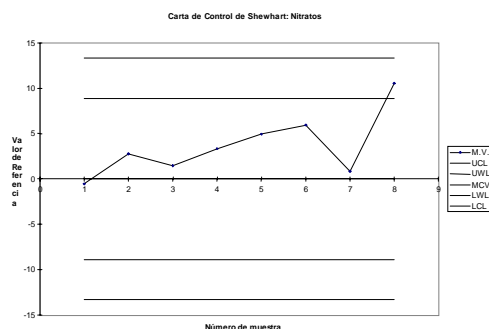


Figura 3. Valores Desviados de la Concentración de Nitratos en los Filtros de FV+FC.

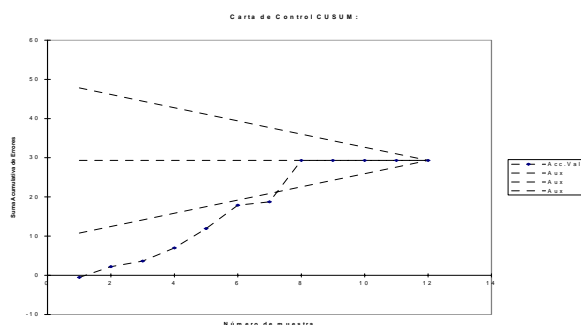


Figura 4. Valores de la concentración de nitratos en FV+FC fuera de la región de confiabilidad para errores acumulados.



En el caso de la extracción de nitratos por digestión con HCl, no tiene sentido proceder a la comparación de la prueba de Youden debido a la evidente desviación de los valores calculados respecto al valor esperado.

Recobrado de Sulfatos

En el caso de los sulfatos, a partir de un estándar de 2500 mg/L \pm 0.2 %. HACH se repitió el procedimiento de contaminación practicado para nitratos, dejando depositada una cantidad de 5 \pm 0.2 ppm de sulfatos en el filtro. Fueron aplicadas las mismas técnicas de precisión y exactitud aplicadas a los nitratos, con el mismo código BABXEL. En la Tabla IV aparecen los resultados de las concentraciones de sulfatos en los filtros de fibra de cuarzo.

Tabla IV. Resultado de los Recobrados de Sulfatos en los Filtros de Fibra de Cuarzo para las Técnicas de Extracción de Ultrasonido (US) y Digestión por HCl.

Absorbancia US (fracc.)	Absorbancia HCl (fracc.)	Concentración US (ppm)	Concentración HCl (ppm)
0.095	0.0491	11.97	6.29
0.080	0.0519	10.11	6.64
0.061	0.0522	7.76	6.68
0.053	0.0386	6.78	5.00

En la Tabla V aparecen los resultados de todas las técnicas de precisión y exactitud aplicadas a los sulfatos, como se vio para los nitratos con los mismos criterios de aceptación.

Tabla V. Criterios de Aceptación de Precisión y Exactitud en la Concentración de Sulfatos por las Normas Guías ISO 5725-33-89, ISO 3534-77-92, NIST-92 y el Test de Student de doble cola con $\alpha = 0.05$

Método	Especie	Filtro	Valor Medido (ppm)	Valor Esperado (ppm)	Precisión ISO5725-33-89	Exactitud			
						ISO3534-77-92	ISO5725-33-89	NIST-92	Student $\alpha = 0.05$
US	Sulfatos	FV	6.6 \pm 0.7	5 \pm 0.2	si	no	si	si	no
US	Sulfatos	FC	9.2 \pm 2		si	no	si	si	no
US	Sulfatos	FV+FC	7.9 \pm 2		si	no	si	si	no
HCl	Sulfatos	FV	5.8 \pm 0.5		si	si	si	si	si
HCl	Sulfatos	FC	6.2 \pm 0.5		si	no	si	si	si
HCl	Sulfatos	FV+FC	6.0 \pm 0.6		si	si	si	si	no

De los resultados de la Tabla V se puede observar que los dos métodos pasan las pruebas de precisión. El único método que pasa todas las pruebas de exactitud es el de concentración de sulfatos en fibra de vidrio por el método de extracción por digestión con HCl. En el caso de extracción de HCl con fibra de cuarzo sólo se deja de cumplir la Guía ISO 3534-77-92. El resto de las pruebas están limitadas por la Guía ISO 3534-77-92 y el test de Student de doble cola para $\alpha = 0.05$.

Otra forma de determinar las componentes de las desviaciones aleatorias y sistemáticas de los valores de concentración, en este caso de los sulfatos, es la aplicación del test de Youden donde se confecciona una tabla en la que, en el eje de las y se ponen los valores de una técnica y en el eje de las x la otra que se compara. En la Tabla VI se reportan en la columna de las ordenadas a los valores de concentración de sulfato por US de FV unidos a los de FC, mientras que en de las abscisas se ponen los valores de concentración en ambos filtros unidos y medidos por la técnica de extracción por HCl.



Tabla VI. Tabla de Youden. Se muestran los valores apareados de las técnicas de US y de HCI en todos los tipos de filtros empleados.

	US	HCI
FC	5.5	5.3
	6.9	6.0
	6.8	5.4
	7.1	6.3
FV	12.0	6.7
	10.1	6.6
	7.8	5.0
	6.8	6.3

En la figura 5 se presenta el resultado gráfico del test de Youden de comparación de las técnicas de extracción por ultrasonido (eje y) y por HCI (eje x). En este tipo de carta, las parejas de puntos que se salen del círculo con radio de Youden de 95 % de confiabilidad no son valores confiables. En este caso sólo se encuentra la pareja (12, 6.7) en ppm, en cual, la responsable de la salida del círculo se debe a la concentración de sulfatos de 12 ppm calculada en FV con el método US, predominando las desviaciones debidas a componentes sistemáticas, cercanas a la línea de demarcación experimental $y = x$.

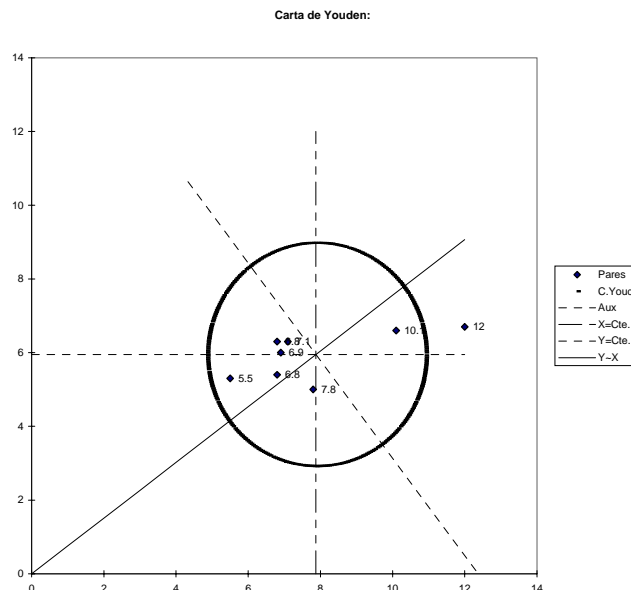


Figura 5. Resultado Gráfico del Test de Youden para la Comparación de las Técnicas de US y HCI en los Sulfatos.

Se sabe que el test de Youden es muy eficiente, precisamente por la referencia que representa la citada línea. Las parejas de puntos cercanas a ella, pero por fuera del círculo, representan la existencia de errores sistemáticos, mientras que las que estén alejadas de ella son componentes aleatorias. Para el caso de la pareja mencionada, predomina la desviación de componente sistemática ante la aleatoria. En el caso de que las dos técnicas hubieran estado bajo completo control, los puntos estuvieran congregados en el centro del círculo.



Por lo tanto, para el caso de los sulfatos, se concluye que es más apropiada la técnica de extracción por digestión con HCl, aunque deben observarse algunas desviaciones debidas posiblemente por contaminación previa.

CONCLUSIONES

Si lo que se pretende es la búsqueda de la velocidad del análisis, la técnica para extraer tanto nitratos como sulfatos sería la de ultrasonido. Los controles demostraron, que tal aseveración solamente es válida para el caso de los nitratos, en los cuales es imposible aplicar la extracción con HCl. En cambio, para los sulfatos, la técnica que mejor funciona es la de extracción por HCl, aunque se tiene seguridad, por los resultados de los controles, que todavía persisten errores sistemáticos debidos, lo más probable a mala manipulación de los filtros. Estos errores son más fuertes en la técnica de extracción por ultrasonido, pero no producen desviaciones tan dramáticas como en el caso de la extracción de nitratos con HCl. Se recomienda, otra comparación más cuidadosa en un futuro próximo para el caso de los sulfatos.

AGRADECIMIENTOS

Los autores del presente trabajo desean agradecer al Dr. Arturo Keer por su valioso apoyo para la realización de este proyecto de investigación. A: Elías Ramírez, Myriam Moreno, Silvia Miranda, Alma Rubio, técnicos de los laboratorios del CIMAV, por las facilidades brindadas para el análisis de los filtros.

LITERATURA

BABXEL, 1996. A code for analitical control data. Uruguay, Arcal RLA/02/003.

Ellison S. L. R, 2000. EURACHEM/CITAC Guide.

DGN. Dirección General de Normas. 1993. NOM-035-ECOL-1993. Norma Oficial Mexicana que establece los métodos de medición para determinar la concentración de partículas suspendidas totales en el aire ambiente y el procedimiento para la calibración de los equipos de medición.

EPA. Environmental Protection Agency. 1999. Method IO-2.2: Sampling of Ambient Air for PM10 Using an Andersen Dichotomous Sampler. Compendium of Methods for the Determination of Inorganic Compounds in Ambient Air. Office of Research and Development. US.

EPA, 2004. Methods: 8171 y 8051. <http://www.in.gov/sema/ierc/manual/Sect6.htm>.

HACH company and ISO9001 certificated company, 1998 Nitrates Standard solutions 500 ml with 44.3 ± 0.4 ppm. World HEADQUARTERS. P.O. Box 389 Loveland, CO80539, USA.

HACH company and ISO9001 certificated company, 1998. Sulfates Standard solutions amplule $2500 \text{ mg/L} \pm 0.2 \%$. World HEADQUARTERS. P.O. Box 389 Loveland, CO80539, USA

Harrys, P. S. Westinghouse, 1994. WSRC-MS-94-0370.



- Heydorn, K, 1980, Ph.D Thesis. Riso National Laboratory, Denmark.
- Kane, J. S., 1991. *Geostandards, Newsletter*. 15 (1): 33-42
- Marchandise, H. F. Fresenius, 1983. *J. Anal. Chem.* (316): 669-672.
- Mészáros A. y K. Vissy, 1974. Concentration, size distribution and chemical nature of atmospheric aerosol particles in remote oceanic areas. *Journal of Aerosol Science* (5): 101-109.
- Mészáros E., 1973. Evidence of the role of indirect photochemical processes in the formation of atmospheric sulfate particulate. *Journal of Aerosol Science* (4): 429-434.
- Mészáros E. y L. Horváth., 1984. Concentration and dry deposition of atmospheric sulphur and nitrogen compounds in Hungary. *Atmospheric Environment* 18, 1725-1730.
- Mészáros E., 1993. Global and Regional Changes in Atmospheric Composition. Lewis publications, Boca Raton.
- Ramírez, E., 2004. Tesis de Maestría, CIMAV. México.
- Sutarno, R. y Steger, 1985, H., *Talanta* 32(6): 439-445
- General Report of Royal Society of Chemistry, 1989. Principles of Data Quality Control in Chemical Analysis. *Analyst* 114.
- Taylor J. K., 1993 Handbooks for SRM Users. NIST Publications 260-100.
- Taylor B. N., 1994. NIST Technical Notes 1297.
- Voluette Analytical Standards, 2002. Nitrate-Nitrogen, standard solution ampule (500mg/L).
- Youden, 2005. **Youden plot - MedCalc manual**. www.medcalc.be/manual/youdenplot.php - 18k 24 Ene 2005.

ESTUDIO MICROESTRUCTURAL DE LOS MINERALES CUARZO, CRISTOBALITA Y TRIDIMITA PRESENTES EN LAS ROCAS DE LOS ALREDEDORES DE CHIHUAHUA

Luis Fuentes Montero⁽¹⁾, Manuel Reyes Cortés⁽²⁾, Luis Fuentes Cobas⁽¹⁾, Maria Elena Montero Cabrera⁽¹⁾, Marusia Rentería Villalobos⁽¹⁾, Eduardo Herrera Peraza⁽¹⁾, Minerva Valenzuela Hernández⁽¹⁾, Enrique Torres Moya⁽¹⁾ y Alfredo Rodríguez Pineda⁽³⁾

(1) Centro de Investigación en Materiales Avanzados (CIMAV), Miguel de Cervantes # 120, Complejo Industrial Chihuahua, C.P. 31109, Chihuahua, Chih., México, E-mail: luis.montero@cimav.edu.mx; info@cimav.edu.mx

(2) Facultad de Ingeniería de la Universidad Autónoma de Chihuahua, Cd. Universitaria, Apdo. postal 1528 Suc. C, C.P. 31320, Chihuahua, Chih., México.

(3) Centro de Investigación Sobre la Sequía (CEISS), Km 33.3 Carretera Chihuahua-Ojinaga C.P. 32900 Aldama, Chihuahua. México

RESUMEN

En el marco de un estudio de las rocas que producen radiactividad natural en agua subterránea de la ciudad de Chihuahua se realizó un muestreo de las rocas que afloran en las formaciones montañosas de los alrededores. Se destacan abundantes rocas ígneas ácidas del Terciario, sobre todo riolitas y tobas riolíticas. En estas rocas existen en diferentes proporciones los minerales cuarzo, cristobalita, ópalo y otros, que son objeto de este estudio. Se investigaron diversas muestras con microscopio óptico petrográfico y se realizó difracción de rayos X para hacer el análisis de fases. Estos estudios contribuyen a la mejor clasificación de las rocas. En el trabajo se interpretan las micrografías y se modelan difractogramas característicos según el método de Rietveld.

ABSTRACT

Within the framework of a study of rocks that produce natural radioactivity in ground water of the city of Chihuahua, a sampling of the rocks that arise in the ranges around the city was done. Abundant acid igneous rocks of the Tertiary stand out, mainly rhyolite and rhyolitic tuff. On these rocks, the minerals quartz, cristobalite, opal and others exist in different proportions. Diverse samples were investigated with optical petrographic microscope and x-rays diffraction was made to perform the phase analysis. These studies contribute to the best classification of rocks. In the paper the micrographs are interpreted and characteristic diffractograms are modeled using the Rietveld method.

INTRODUCCIÓN

El entorno geológico donde se ubican los acuíferos que suministran el agua para consumo humano a la ciudad de Chihuahua, México, se manifestó en los estudios realizados dentro del proyecto CONACYT 31227-U "Programa de Vigilancia Radiológica Ambiental para el estado de Chihuahua", que se desarrolló desde el año 2000 y acaba de concluir en el Centro de Investigación en Materiales Avanzados (CIMAV) de Chihuahua. En el mismo se ha realizado un estudio inicial de la radiactividad de los suelos, de las aguas superficiales y de pozos de diferentes localidades del estado [Villalba et al. 2002, Villalba et al. 2003, Colmenero Sujo et al. 2003, Montero Cabrera et al. 2003]. En este estudio se observó que las actividades específicas

del uranio en agua subterránea fluctuaron de 460 a 1260 Bq m⁻³, y la del Ra-226 va de 280 a 2660 Bq m⁻³ de agua. De 33 pozos analizados (de un total de 112) que abastecen a la ciudad de Chihuahua, el 80 % de los pozos tienen concentraciones de uranio o radio superiores a 560 Bq m⁻³. Estos elementos disueltos en el agua son señal de la presencia de uranio en los sedimentos de los rellenos aluviales.

Se ha emprendido un nuevo proyecto de investigación multidisciplinario con el título *“Radiactividad alfa en el agua subterránea de la ciudad de Chihuahua: Estudio de las fuentes y distribución espacial de rocas ígneas radiactivas que la inducen”*, concebido como una parte inicial de la solución del suministro de agua para consumo humano que cumpla la norma mexicana [NOM-127-SSA1 de la Secretaría de Salud, DOF 1999] en cuanto a radiactividad alfa total no mayor de 560 Bq m⁻³ en la ciudad de Chihuahua. La ingestión de agua con isótopos de uranio y Ra-226 aumenta el riesgo de enfermedades estocásticas. Esta situación puede ser uno de los elementos para que Chihuahua, como varios de los estados del norte de México, tenga tasas de mortalidad anual por neoplasias en los años 1999 - 2002, mayores que los de la federación [INEGI 2000-2003]. Por ejemplo, en 2000 la tasa de mortalidad por neoplasias por cada 100 000 habitantes fue de 69.15 para Chihuahua y de 59.27 para todo México.

Ocurrencia del Uranio y el Radio en rocas en la corteza terrestre:

Los diferentes tipos de rocas tienen contenidos dispares de uranio, en términos de promedio sobre la corteza terrestre. Los basaltos oceánicos tienen alrededor de 2 ppm (25 Bq kg⁻¹), las areniscas tienen 0.5 ppm (7 Bq kg⁻¹), los granitos 5 ppm (60 Bq kg⁻¹), las calizas tienen 2.2 ppm (28 Bq kg⁻¹), y las riolitas tienen desde 20 hasta 100 ppm (240 -1200 Bq kg⁻¹). Los suelos varían mucho en composición, pero se dice que como promedio tienen 1 ppm de uranio [Gunn 2004]. El contenido de Ra-226 en las rocas se reporta prácticamente sólo en unidades de radiactividad, pues es mucho más activo que su progenitor el uranio. De este modo, se dice que en promedio las rocas ígneas tienen 48 Bq kg⁻¹, mientras que las carbonatadas tienen 16 Bq kg⁻¹ de Ra-226.

MATERIALES Y MÉTODOS

Uno de los valles en estudio de este proyecto es el de Chihuahua-Sacramento (Figura 1). Tiene dimensiones de 6 por 32 km, dirigido a lo largo de la dirección noroeste. Se han determinado depósitos aluviales de 220 m de profundidad, aproximadamente, con formaciones de relleno del Cuaternario y formaciones calcáreas marinas del Cretácico, sobre una base impermeable de arcilla del Terciario [INEGI 1999]. La investigación más reciente de Rodríguez Pineda et al. (1999) propone que la profundidad del acuífero de Chihuahua-Sacramento llega hasta 3500-4000 m.

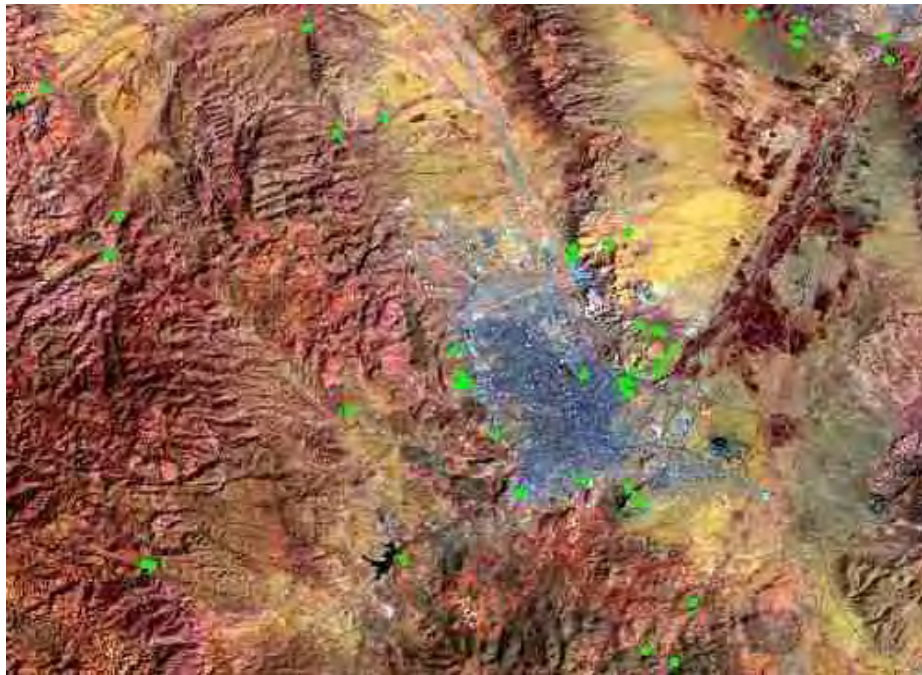


Figura 1. Imagen aérea de los valles en estudio. Se muestran como círculos verdes los puntos donde se extrajeron las rocas para su análisis.

Como se aprecia en la figura 2, la región está constituida por rocas que representan en edades desde el Precámbrico hasta el Cuaternario [CRM,1994]. Se destacan los afloramientos en forma de bloques montañosos de rocas cretácicas marinas y riolitas del Terciario. Afloran también varios intrusivos.

Los acuíferos que hasta ahora abastecen a la ciudad están rodeados por las sierras Sacramento (Nombre de Dios), La Haciendita, Azul, Caldera de San Marcos, Santo Domingo, La Gloria y Del Cuervo. En todas ellas hay rocas riolíticas y arcillas que pueden aportar radiactividad a los acuíferos (figura 2).

En la zona se encuentran varios distritos mineros [CRM,1994]. Al sureste de la ciudad de Chihuahua se encuentra el distrito minero de Santa Eulalia. En él los minerales se encuentran como reemplazo en calizas, con zonas de rodocrosita, pirolusita, fluorita y hematita. En Santa Eulalia históricamente se ha producido Ag, Pb, Zn, V y Cu. Al oeste de la ciudad se encuentra la zona de Minillas. Está constituida por calizas y lutitas del Cretácico Inferior. El mineral primario lo constituye cuarzo con sulfuros diseminados, principalmente galena argentífera, marmatita, pirita, arsenopirita, calcopirita y valores bajos de oro. Los minerales de ganga son calcita, barita y fluorita. Se dice que esta fluorita es radiactiva.

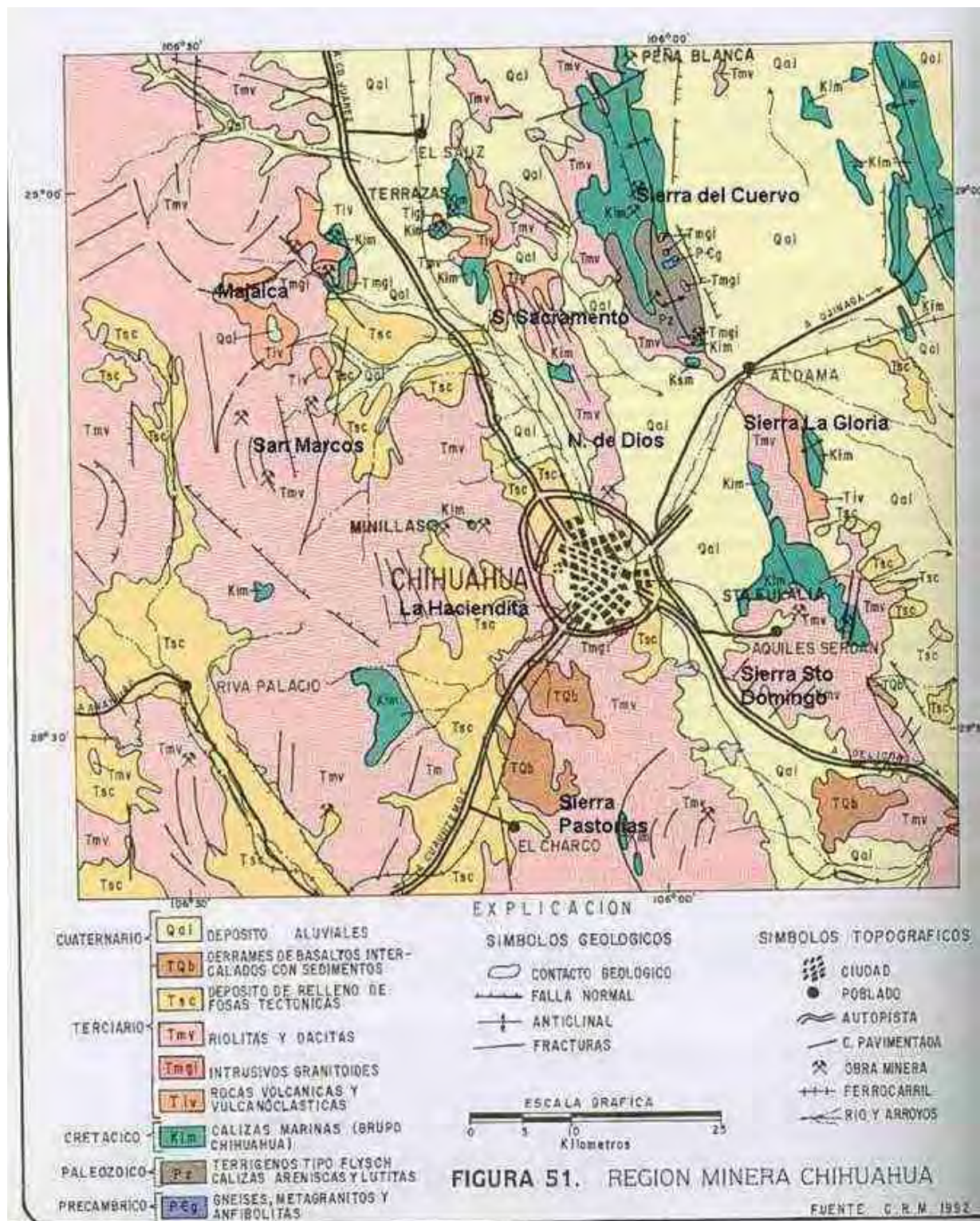


Figura 2. Mapa que muestra la situación de las sierras que rodean a la ciudad de Chihuahua y la clasificación de las rocas que afloran.

Después de estudiar las diferentes muestras colectadas en los cerros que forman la cuenca de Chihuahua-Sacramento se llegó a la conclusión de efectuar estudios de caracterización mineralógica para las más representativas. Para tal efecto se definió una secuencia de estudios de tres fases: a) Análisis químico, b) Estudio petrográfico, y c) Análisis por difracción de rayos x. En etapas posteriores las muestras se someterán a estudios por otros métodos que resulten necesarios a partir de esta caracterización preliminar.

Las muestras se recogieron siguiendo procedimientos típicos de geología (L. Fuentes y M. Reyes, 2002) en masas de unos 5-10 kg cada una. Se registró su localización en el mapa a través de un GPS. En el laboratorio se clasificaron de manera preliminar por simple inspección. Se escogieron partes para preparar láminas delgadas para el microscopio óptico y se separaron muestras de seguridad. Se molieron a pasar por una malla de 2 mm inicialmente hasta que toda la muestra atravesó la misma. Para la difracción de rayos X se redujo una porción a polvo muy fino y se colocó en un portamuestras evitando en lo posible el efecto de textura.

El estudio de análisis químico elemental se realizó mediante un espectrómetro de emisión por plasma (ICP) *Thermo Jarrell Ash*. En difracción de rayos X (DRX) se utilizó el difractómetro de rayos X *Philips X'Pert MPD*. En el análisis óptico se usaron los microscopios estereoscópico OLIMPUS SZH-10 y de investigación OLIMPUS AX-70, así como el software Image-Pro Plus y Materials-Pro Analyzer.

RESULTADOS

a) Análisis Químico.

Fueron enviadas para su estudio las siguientes muestras NDW01, LHE14, LHE15, SME27, donde se requirió el análisis cuantitativo por el método ICP, de los siguientes elementos Si Al Na K Ca Fe Mg Mn Ti y P preferentemente. De estos análisis se obtuvieron los siguientes resultados promedio:

Si O ₂	75.24	Ca O	0.41
Al ₂ O ₃	12.75	Ti O ₂	0.26
K ₂ O	6.48	Mg O	0.15
Fe ₂ O ₃	1.54	P ₂ O ₅	0.07
Na ₂ O	1.07	Mn O	0.06
LOI	2.60		

b) Estudio petrográfico.

Se seleccionaron para el propósito de este trabajo las seis muestras siguientes: NDW01, LHE14, LHE15, SME27.

En las figuras 4-13 se muestran las fotografías más representativas del estudio. Se obtuvieron como resultado los siguientes informes:

Informes petrográficos:

Muestra: NDW01

Aspecto megascópico:

Color: Pardo rojizo con puntos y manchas rosadas, blancas y pardo oscuro

Estructura: Compacta con pseudoestratificación, microbrechoide.

Textura: Cristalina, microclítica

Minerales observables: Fragmentos de roca, cuarzo, feldespatos y carbonatos.

Estudio microscópico

Textura: Piroclástica, cristalina, litica

Estructura: Microbrechoide, seudoestratificación.

Mineralogía: Matriz micro a criptocristalina de 50% carácter cuarzofeldespático. Ferrocristales anedrales y subedrales primarios 15%. Fragmentos líticos subredondeados y sub angulosos 20%. Cristales y fragmentos de roca reemplazados por calcita 15%

Primarios

1. Matriz argilácea formada por la alteración hidrotermal feldespática
2. Fragmentos líticos de composición originalmente traquíticos a riolita parcialmente arguilizados y reemplazados por calcita-dolomita.
3. Albita-oligoclasa.
4. Andesita oligoclasa.
5. Microclina.
6. Cuarzo, magnetita.

Secundarios

1. Calcita de reemplazamiento.
2. Hematita-limonita de alteración.
3. Sericita.
4. Núcleos microscópicos de ortoclasa esferulítica.

Nota: La cristobalita, si es que está presente, resulta difícil de identificar ya que podría estar enmascarada por la argilización intensa que presenta la roca.

Clasificación: Microbrecha volcánica rio-dacítica.

Origen: Ígneo extrusivo ácido alterado por soluciones hidrotermales. (carbonatación, argilización; hematización y escasa sericita). Es posible que esté en contacto con una zona de calizas o con un intrusivo cercano.



Figura 4. Fotografía megascópica de la muestra NDW01.

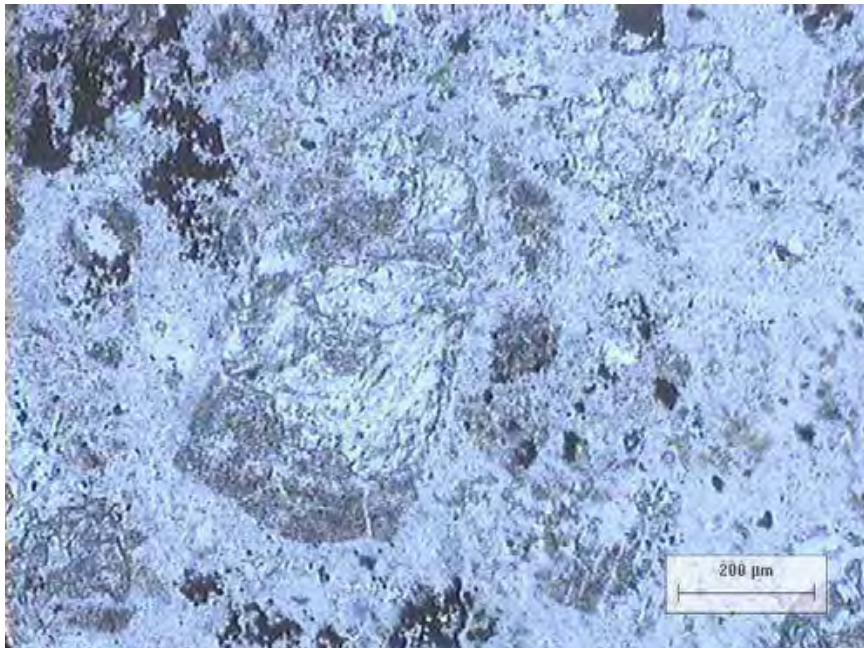


Figura 5. Micrografía 01 1LN. Roca riolítica con los feldspatos originales alterados. En un evento posterior de hidrotermalismo se introdujeron soluciones carbonatadas que disuelven a los originales (feldspatos reemplazados por carbonato de calcio).

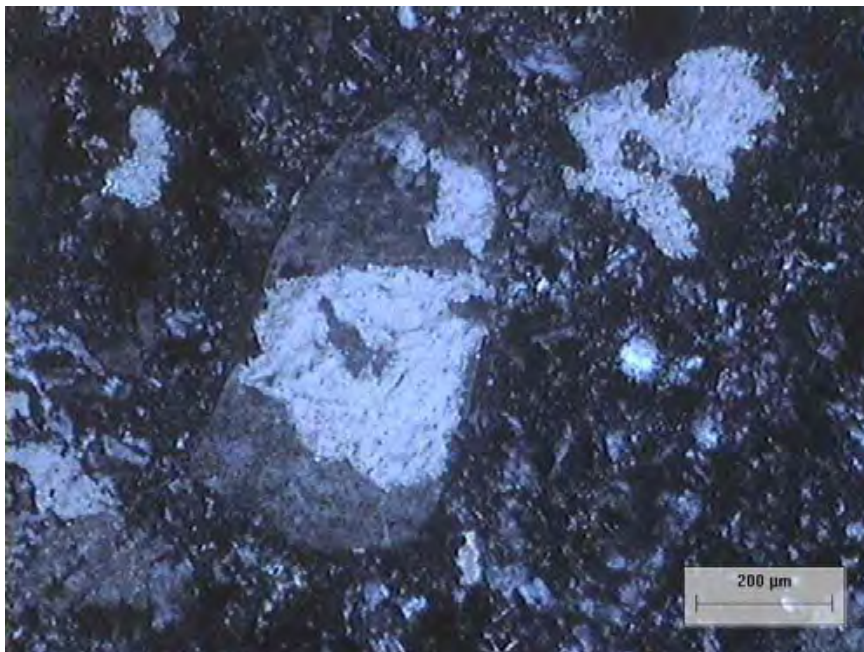


Figura 5. Micrografía 01 2NX. No sólo el feldespato está sustituido por el carbonato sino también parte de la matriz de la roca original, como se observa en la parte superior derecha de la micrografía. Es una evidencia de que esta muestra se recolectó de un afloramiento cercano a rocas calcáreas y a algún intrusivo.

Muestra: LHE14

Aspecto megascópico

Color: pardo rojizo, con puntos negros y manchas blancas a traslucidas.

Estructura: compacta poros menores de un centímetro.

Textura: cristalina, algunos huecos de disolución

Minerales observables: cuarzos, feldespatos, ferromagnesianos

Estudio microscópico

Textura: vitrofídica, cristalóvítrea.

Estructura: ligeramente fluidal con micro vesículas.

Mineralogía: matriz vítrea (60%) con abundante desvitrificación, fenocristales anedrales y subedrales primarios, silificación 20%

Primarios

1. Vidrio riolítico parcialmente desvitrificado con microcristales de cuarzo y feldespato con manchas de hematita-limonita diseminada.
2. Sanidino eudral y subedral en cristales mayores de tres milímetros.
3. Albita-oligoclasa en la misma proporción y en intercrecimiento con el sanidino.
4. Cuarzo anedral.
5. Biotita.
6. Se observó un cristal de circón y otro de hiperestena.

Secundarios (silificación)

1. Cuarzo por incrustación formando microdrusas.
2. Tridimita en pequeños núcleos de cristales radiales.
3. Ópalo botroidal en el contacto de la drusa con los contactos primarios de la roca.

Nota: Contienen abundancia de cuarzo pero la mayoría pertenece a los minerales secundarios formando drusas que rellenan los espacios vacíos de la disolución

Clasificación: ignimbrita vitrofídica rio-dacítica

Origen: ígneo extrusivo ácido con silificación postgénica (posiblemente de carácter geotermal)

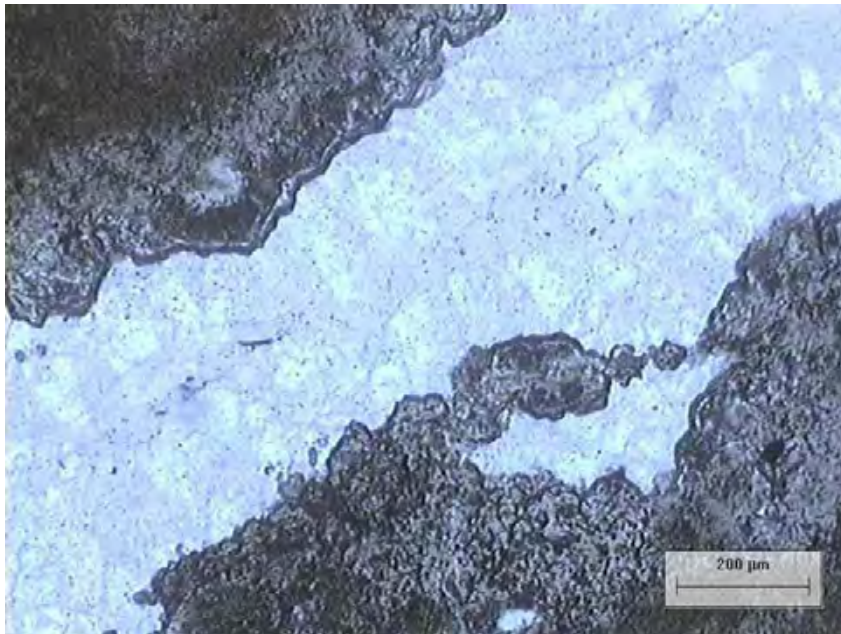


Figura 6. Micrografía 14 1LN. La muestra tiene una veta o fractura rellena con sílice secundario compuesto de ópalo en las paredes, cuarzo, calcedonia y cristobalita al centro. La roca riolítica encajona esta veta. Sugerencia hace microscopía de barrido y ver si hay uranio.

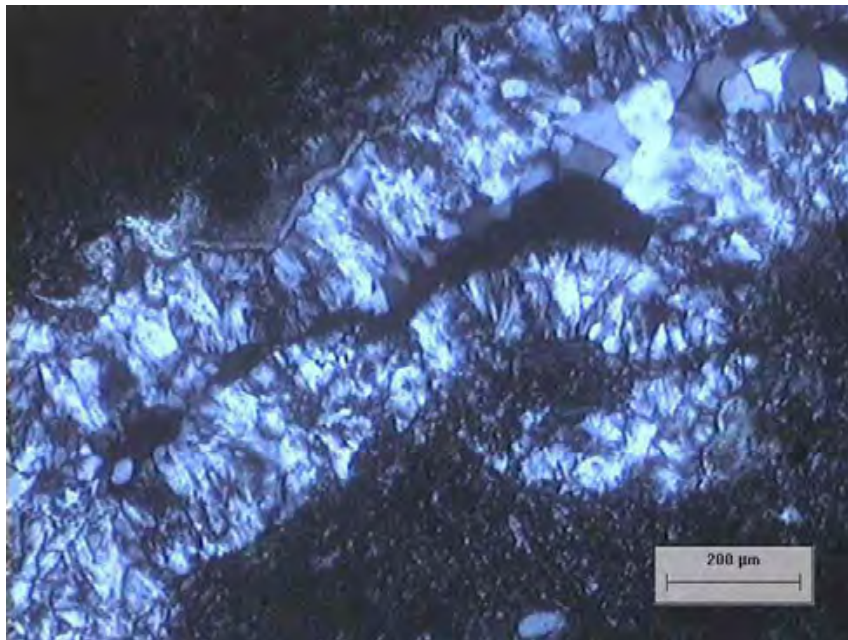


Figura 7. Micrografía 14 2 NX. Es la misma muestra 14 con nícoles cruzados (luz polarizada), donde se observa un sector vacío en forma de drusa que no fue relleno.

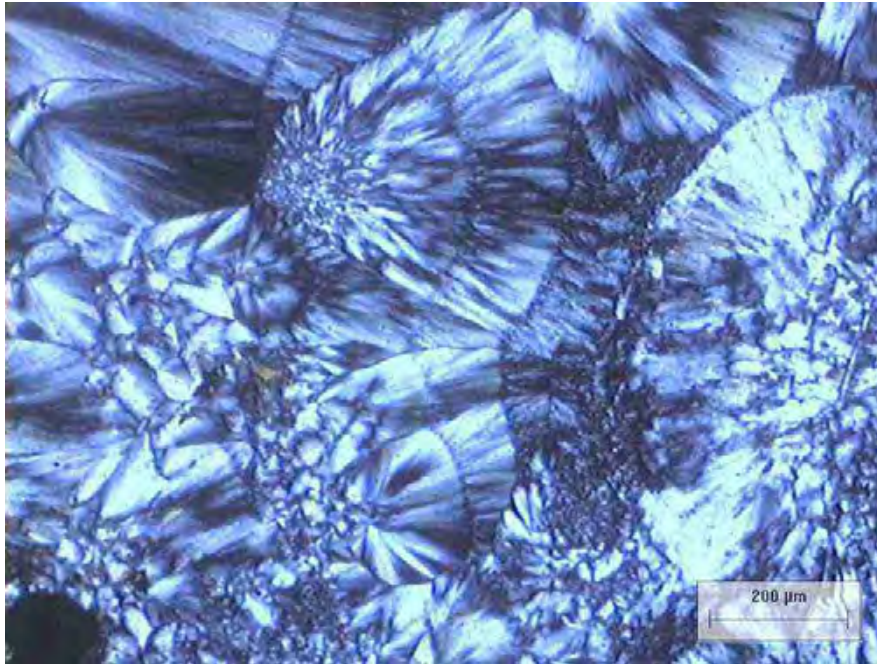


Figura 8. Micrografía 15 1NX. La muestra presenta esferulitas de cuarzo y cristobalita micro a criptocristalina (calcedonia).

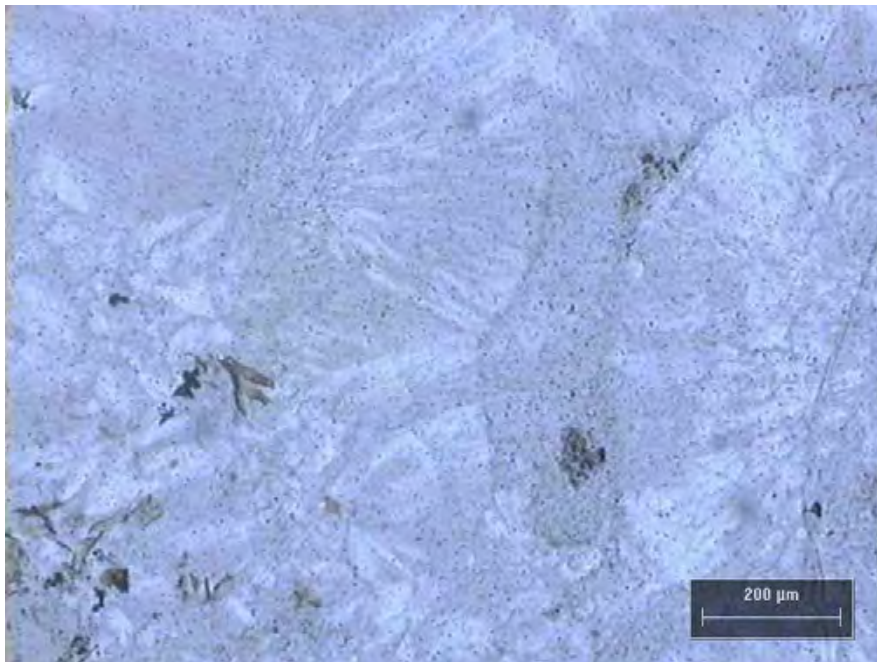


Figura 9. Micrografía 15 2LN. La misma muestra observada con luz natural para determinar la contaminación de hematita.



Figura 10. Micrografía 15 3NX. La muestra presente esferulitas de ortoclasa y un cristal de biotita (mica de potasio y hierro) en la parte superior central.

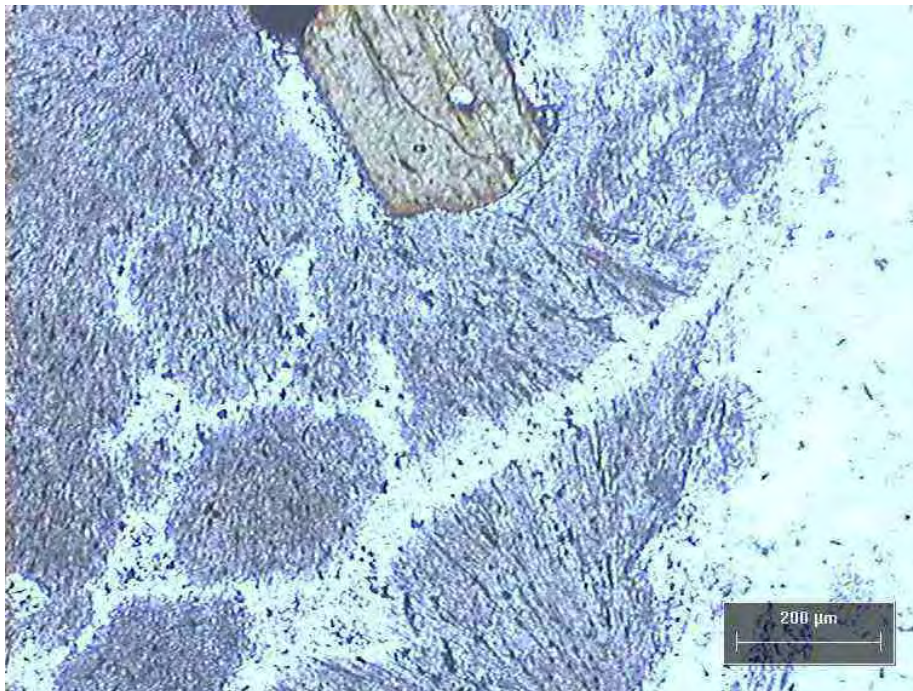


Figura 11. Micrografía 15 4 LN. Es la misma muestra exponiendo la recristalización del vidrio original.

Muestra: SME 27

Aspecto megascópico

Color: pardo rojizo oscuro con puntos blancos y grises

Estructura: compacta con microvesicular

Textura: cristalina en matriz afanítica

Minerales observables: cuarzo, feldespatos y óxidos de hierro.

Estudio microscópico

Textura: piroclástica cristalina vítrea

Estructura: eutaxítica (seudofluidal)

Mineralogía: matriz vítrea 30% parcialmente desvitrificada, soldando fragmentos líticos, cristales anedrales y esquirlas de vidrio subredondeadas

Primarios

1. Fragmentos de vidrio riolítico subredondeados y parcialmente desvitrificados y con microvesículas
2. Fragmentos líticos de composición riolítica y en pequeña proporción, fragmentos andesíticos.
3. Cuarzo euedral y subedral
4. Sanidino
5. Augita y magnetita.

Secundarios

1. Cuarzo rellenando vesículas
2. Cristobalita.

Clasificación: Cuarzolatita

Origen: Ígneo extrusivo.

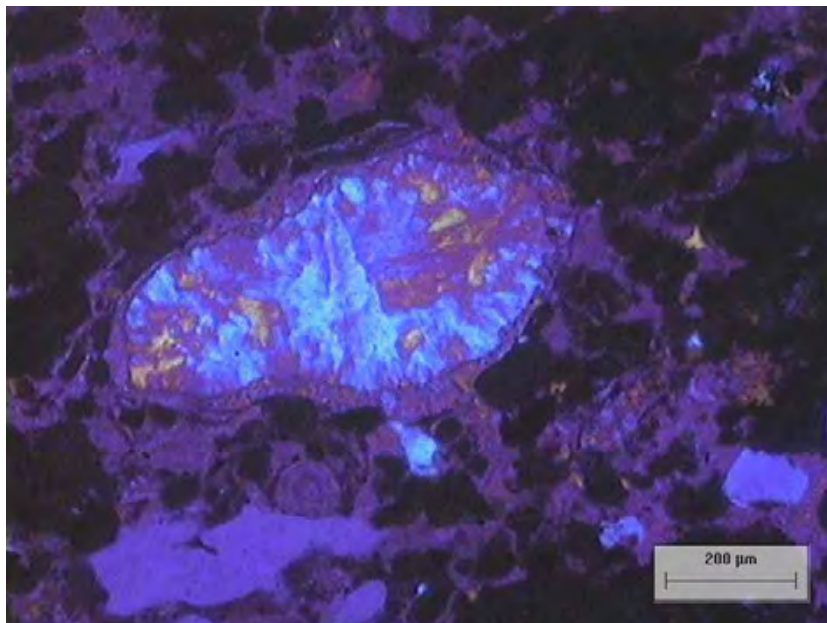


Figura 12. Micrografía 27 1NX. Molde de fragmento de roca ígnea extrusiva incluido en brecha volcánica el cual ha sido lixiviado y rellenado con sílice.

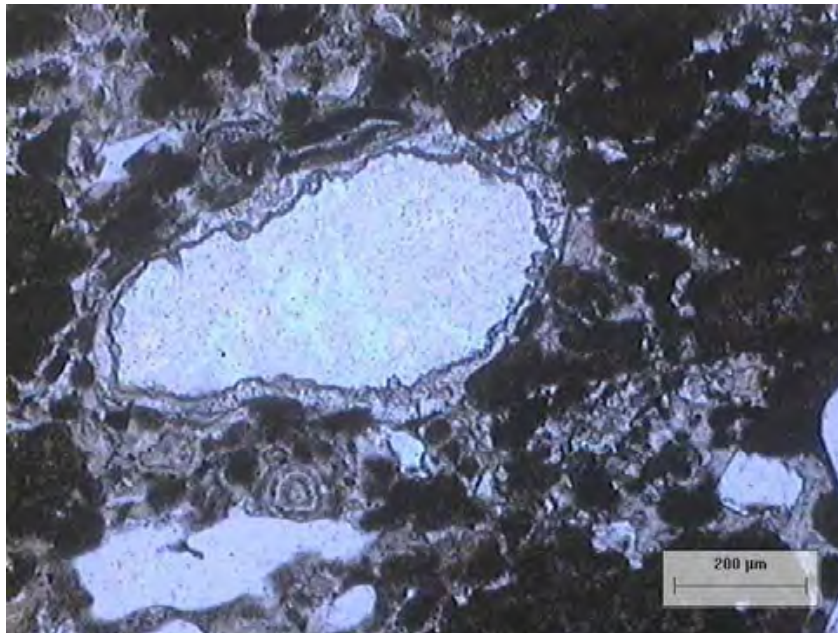


Figura 13. Micrografía 27 2LN. Es la misma muestra pero se ve el ópalo rodeando a la calcedonia.

Conclusiones generales del análisis petrográfico: En este estudio se presentó la sílice en diferentes fases cristalinas, que por el método óptico no fueron posibles de determinar. Por tal motivo se hizo indispensable el concurso de la difracción de rayos x para su determinación, ya que se trata de la génesis de la mineralización de uranio en rocas ígneas. Existe la posibilidad de que esa mineralización sea primaria o secundaria y se hace necesario determinar la presencia de: cuarzo, cristobalita, tridimita, calcedonia, ópalo y alguna otra variedad de sílice cristalina o no que estuviera presente. Esto sólo es posible mediante la difracción de rayos x y su interpretación a través del método de Rietveld. Esta técnica computarizada de interpretación de patrones posibilita realizar los análisis cuali- y cuantitativo de fases, evaluación de fracción amorfa y textura, medición precisa de parámetros reticulares, refinamiento de posiciones atómicas y análisis de tamaños de cristalito.

c) Difracción de Rayos X y Método de Rietveld.

La medición cuidadosa de un patrón de difracción de polvos completo, punto a punto en un intervalo angular amplio, tomando en consideración tanto las zonas con picos como las de puro fondo, da lugar a una colección de intensidades $y_i = y(2\theta_i)$ causadas físicamente por un conjunto de factores físicos, susceptibles de ser cuantificados. Entre los más importantes de estos factores están la estructura cristalina (geometría de la celda elemental, posiciones atómicas, vibraciones térmicas), las características de la muestra (tamaño de cristalita, microtensiones, textura, mezcla de fases) y las condiciones instrumentales (foco, centralización y monocromaticidad del haz, absorción). Desde el punto de vista del análisis de datos y la solución de problemas numéricos, el espectro $y_i = y(2\theta_i)$ conforma una base de datos grande asociada a una cantidad también grande, aunque soluble, de incógnitas a determinar. La proposición de Rietveld entonces consistió en resolver a la vez todas las incógnitas que permitiesen modelar satisfactoriamente el patrón de polvos completo, punto a punto. El planteamiento y la solución del problema de Rietveld implica el empleo de toda la información

contenida en un patrón de difracción policristalina y conduce a la caracterización detallada de todos los factores físicos, estructurales e instrumentales que intervienen en el experimento.

Definición de fases amorfas y criptocristales.

La microscopia óptica no distingue claramente las propiedades de los cristales de dimensiones menores de 500 Å. La luz no se logra ver polarizada y se toman como material amorfo a cristales menores de esos tamaños. Para los rayos x no se observan picos si el tamaño del cristal es menor de 50 Å. Entonces llamaremos criptocristalinos a los materiales de dimensiones entre 50 y 500 Å. Y se debe comprobar su carácter cristalino mediante la difracción de rayos x. Hay que subrayar, por otra parte, que la DRX no da información sobre morfología ni sobre las diferencias entre las soluciones sólidas, como por ejemplo, los feldespatos. Para los efectos de este estudio se considera toda partícula menor de 50 Å como material amorfo.

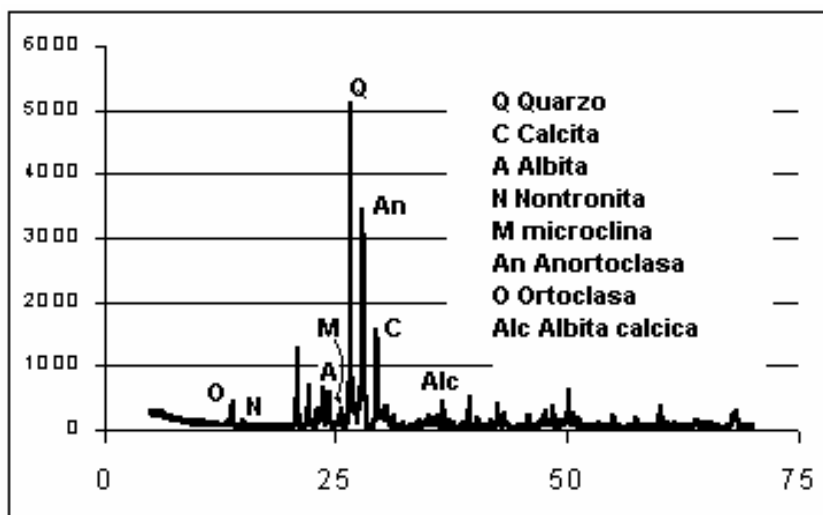


Figura 14. Difractograma de la muestra NDW01. El eje de las abscisas representa el ángulo 2θ . La identificación de las fases se muestra a través de uno de sus picos principales en la propia figura. Igualmente se presenta en los demás difractogramas.

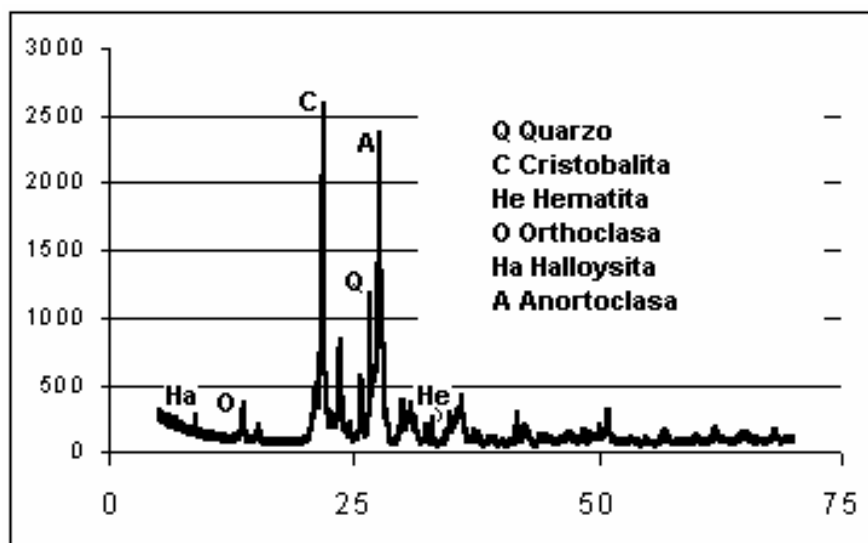


Figura 15. Difractograma de la muestra LHE14.

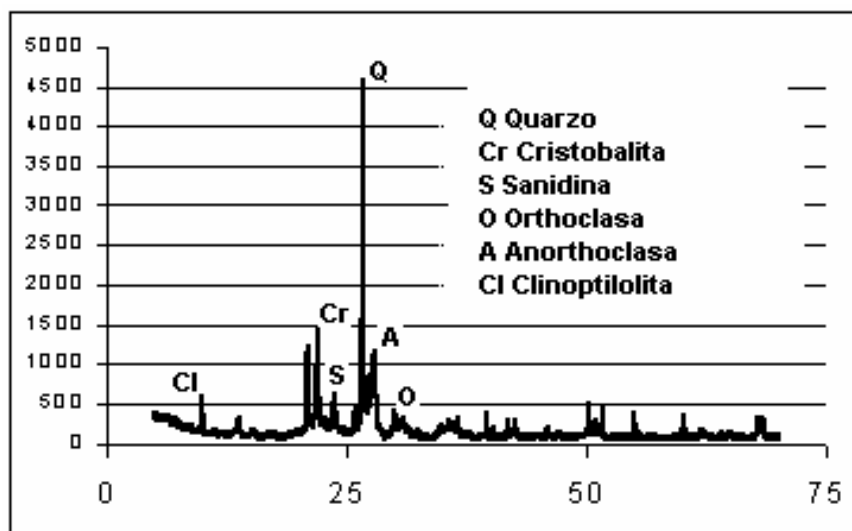


Figura 16. Difractograma de la muestra LHE15

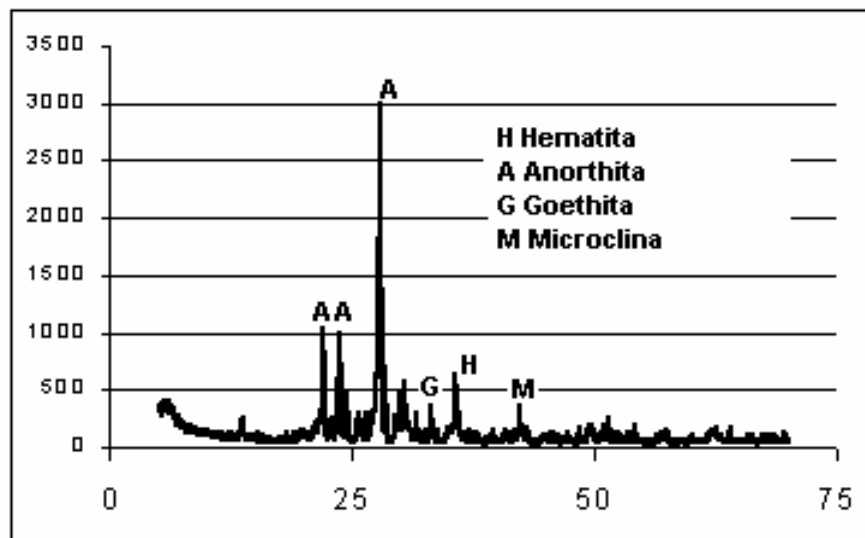


Figura 17. Difractograma de la muestra SME27.

De acuerdo con los estudio de DRX se identificaron los siguientes minerales.

NDW 01	LHE 14	LHE 15	SME 27
Cuarzo	Cuarzo	Cuarzo	Cuarzo
Calcita	Cristobalita	Cristobalita	Hematita
Albita	Hematita	Sanidino	Anortita
Nontronita	Ortoclasa	Ortoclasa	Goethita
Microclina	Haloisita	Anortoclasa	Calcita
Ortoclasa	Anortoclasa	Clinoptinolita	Microclina
Anortoclasa			

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Para toda caracterización mineralógica se debe seguir un procedimiento. El primer paso es hacer un análisis químico cuantitativo de los elementos mayoritarios Si, Al, Na, K, Ca, Fe, Mg, Ti, Mn y P. También será necesario el análisis de los minoritarios cuando se sospecha la presencia de ellos, como en este caso de las riolitas de Chihuahua, donde se espera U, Pb, V y Mo. Estos resultados le dan al petrógrafo una idea general del tipo de roca. Para ello debe tomar en cuenta también los planos geológicos existentes, los datos de campo recolectado in situ durante el muestreo y el problema concreto a resolver. Entonces se utiliza el microscopio óptico, donde se obtendrá una clasificación general de la roca y la mayoría de los minerales presentes. Para tener un panorama más completo se acude a la DRX.

En el caso de este trabajo, el microscopio óptico definía la cristalización del sílice como cuarzo y ópalo, quedando la sospecha de la existencia de minerales como la tridimita y algunas zeolitas (nontronita, halloyzita, clinoptinolita) que no fueron identificadas ópticamente.

Se puede ver en los resultados de DRX que la tridimita no apareció, pero la cristobalita y las zeolitas sí se observaron.

Como se busca dónde aparece el uranio, se sospecha que puede haberse introducido de forma secundaria, transportado por el sílice. Para tener la certeza es recomendable acudir al microscopio electrónico de barrido y su microsonda electrónica, para confirmar o descartar la presencia de uranio elemental en las vetas de sílice observadas en el microscopio óptico.

BIBLIOGRAFÍA

- CRM 1994. Consejo de Recursos Minerales. Monografía Geológico-Minera del estado de Chihuahua. Secretaría de Energía, Minas e Industrias Paraestatal, Subsecretaría de Minas. México D.F. 400 p.
- INEGI 1999. Estudio Hidrológico del Estado de Chihuahua, Primera Edición. Instituto Nacional de Estadística, Geografía e Informática, Aguascalientes, México, 222 p.
- INEGI 2000-2003 Estadísticas demográficas, Defunciones generales por entidad federativa de residencia habitual del fallecido y causas de defunción, según grupos de edad del fallecido, Cuadernos # 12, 13, 14 y 15. INEGI, Aguascalientes, México, 150 p.
- Gunn B. M., <http://geokem.com>
- NORMA OFICIAL MEXICANA NOM-127-SSA1 de la Secretaría de Salud, 1999: "Agua para uso y consumo humano. Límites permisibles de calidad y tratamientos a que debe someterse el agua para su potabilización", Diario Oficial de la Federación, 16 de diciembre de 1999, p.80-87
- Rodríguez Pineda J.A., Pingitore N.E. Jr., Séller G. R., Pérez A. 1999. An Integrated Gravity and Remote Sensing Assessment of Ground-Water Resources in Central Chihuahua, México. Environmental & Engineering Geoscience, Vol. V (1): 73-58.
- Colmenero Sujo L., Montero Cabrera M.E., Villalba L.. 2003. Radiactividad Natural en Suelos de las principales Ciudades del Estado de Chihuahua. XIV Congreso Anual de la Sociedad Nuclear Mexicana y XXI Reunión Anual de la Sociedad Mexicana de Seguridad Radiológica, Guadalajara, Jal., 10 al 13 de septiembre de 2003.
- Montero Cabrera M. E., Colmenero Sujo L., Villalba L., Sáenz Peinado J., Cano Jiménez A., Moreno Baca A., De la Cruz Gandara S., Renteria Villalobos M., López Miranda A., Herrera Peraza E. F. 2003. Calibration of diffusion barrier charcoal detectors and application to radon sampling in dwellings. Revista Mexicana de Física. 49 (5): 454-464.
- Villalba L., Martínez A., Manjón G., Colmenero L. and Montero M.E. 2002. Determination of uranium and radium in water samples from an arid region around Chihuahua City, Mexico. International Conference on Radioactivity in the Environment, Monaco, 1-5 September 2002.
- Villalba L., Colmenero L. and Montero M.E. 2003. Actividades de uranio y radio en muestras de agua subterránea de las principales ciudades del estado de Chihuahua. XIV Congreso Anual de la Sociedad Nuclear Mexicana y XXI Reunión Anual de la Sociedad Mexicana de Seguridad Radiológica, Guadalajara, Jal., 10 al 13 de septiembre de 2003.

CARACTERIZACIÓN DE UNA PELÍCULA DE Ni-B APLICADA MEDIANTE UN PROCESO ELECTROLESS SOBRE UN ACERO A2.

Carlos Domínguez Ríos, Roal Torres Sánchez*, Myriam V. Moreno López y Alfredo Aguilar Elguézabal.

*Centro de Investigación en Materiales Avanzados (CIMAV), Av. Miguel de Cervantes # 120, Complejo Industrial Chihuahua, Chihuahua, Chih., México C.P. 31109, * email: roal.torres@cimav.edu.mx.*

RESUMEN

Los depósitos electroless, cada día están adquiriendo una importancia mayor en las aplicaciones industriales, sobre todo cuando se trata de aplicaciones funcionales tales como aumentar la resistencia al desgaste, resistencia a la corrosión, aplicaciones magnéticas o como una barrera para evitar la difusión de otros metales. Las aleaciones depositadas sobre otros metales que mayor importancia están adquiriendo son por ejemplo Ni-P, Ni-B, Ni-Co-P, Ni-Co-Fe y Ni-Co-W o también aleaciones compuestas Ni-P-SiC, Ni-P-Al₂O₃, Ni-P-Diamante y Ni-P-PTFE. En este trabajo se muestran los resultados de la caracterización de una película de Ni-B electroless sobre un acero A2. Con el objetivo de aumentar la dureza inicial del depósito se hicieron tratamientos térmicos desde 200°C hasta 550°C con intervalos de 50°C. La caracterización se hizo a través de microscopía óptica, microscopía electrónica de barrido y difracción de rayos-X. Las muestras fueron pesadas antes de la aplicación de la película y después para obtener la ganancia en peso y la velocidad de depósito. Se hicieron cortes transversales de las muestras para obtener el espesor y microestructura del recubrimiento variando el tiempo de inmersión. Los resultados de rayos-X, demuestran que la película sin tratamiento térmico es una aleación de Ni-B amorfa. La caracterización superficial del depósito de Ni-B con el tiempo de inmersión, a través del MEB, muestra que el depósito tiene una morfología celular y con mayor tiempo de depósito se convierte en una morfología nodular.

ABSTRACT

The electroless plating are acquiring a great importance in the industrial applications, specially for functional applications, such as the increase of wear resistance, corrosion resistance, magnetic applications or as a barrier to avoid the diffusion of other metals. The plated alloys that have been acquiring great importance are for example Ni-P, Ni-B, Ni-Co-P, Ni-Co-Fe and Ni-Co-W and also composite alloys Ni-P-SiC, Ni-P-Al₂O₃, Ni-P-Diamond and Ni-P-PTFE. In this work the characterization results of Ni-B electroless plating on steel A2. With the purpose to increase the plating initial hardness heat treatments were done from 200°C to 550°C with intervals of 50°C. The characterization was done through optic microscopy, scanning electron microscopy and X-ray diffraction. The samples were weighted before and after the coating process to obtain the weight gain and the deposit rate. Metallographic cross sections were prepared from samples to measure the coating thickness and the effect of time on microstructure. The X-ray diffraction results showed an amorphous Ni-B coating without heat treatment. Surface characterization by SEM of Ni-B coating showed that at short immersion time, the morphology of deposit is cellular and with longer time, the morphology of deposit becomes nodular.

INTRODUCCIÓN

El depósito Electroless ocurre simplemente por la inmersión de las piezas a recubrir en un baño de solución de sal metálica. No se necesita el uso de electricidad, baterías ni ánodos. Los elementos esenciales de la solución son una o varias sales de los metales a depositar y un agente reductor. Las sales metálicas se reducen sobre una superficie de la pieza libre de óxido.

Todos los procesos de depósito de metales partiendo de soluciones de sal metálica se clasifican como reacciones de reducción química. Cuando un metal se disuelve y proporciona una sal en solución se tiene un fenómeno de oxidación. La reducción se puede considerar como un proceso químico en el cual los electrones son capturados, mientras que en el caso de la oxidación los electrones se donan. Con la preparación superficial, la superficie del sustrato es autocatalítica y una vez cubierta totalmente, el depósito es autocatalítico de tal forma que el depósito puede continuar hasta que se agote el baño.

Los procesos de níquel electroless han ganado una amplia aceptación desde hace más de 50 años, y la mayoría de los procesos electroless de aleaciones han evolucionado a partir de la tecnología básica del depósito níquel electroless. Las aplicaciones del depósito electroless son comunes en docenas de industrias, incluyendo las de sustancias químicas, de plásticos, de imprenta, minería, textiles, papel, maquinaria de procesamiento de alimentos, óptica y de automóviles. Muchos procesos relativos a la computación, tableros de circuitos impresos, discos duros y plásticos metalizados, se hicieron posible por el desarrollo de depósitos electroless. Las ventajas del depósito electroless incluyen: la excelente uniformidad, la capacidad de procesamiento de gran cantidad de piezas, la habilidad de producir extraordinarios recubrimientos, y la habilidad para recubrir materiales no conductivos como cerámicos y plásticos.

EXPERIMENTAL

De una placa de acero A2 se obtuvieron muestras de 10 mm x 10 mm x 3 mm, las cuales fueron sometidas a los procedimientos de preparación superficial de acuerdo con las normas internacionales ASTM B733-97 y B322-99. Posteriormente, las muestras se mantuvieron en el baño de Ni-B por 15, 30, 60 y 90 min., como tiempo de inmersión.

Para los tratamientos térmicos se obtuvieron muestras con un tiempo de inmersión de 60 min. y se sometieron a un tratamiento térmico desde 200°C hasta 550°C con intervalos de 50°C, por 90 min. de tiempo de permanencia. Se hicieron determinaciones de microdureza antes y después de cada uno de los tratamientos térmicos.

Se hicieron cortes transversales a las muestras para obtener el espesor del recubrimiento Ni-B. La concentración y las condiciones del baño de Ni-B electroless se pueden ver en la tabla 1.

Tabla I Concentración y condiciones de baño Ni-B

Reactivo	Concentración (mol/L)
Sal portadora de Ni ²⁺	0.13696
Agente Reductor	0.06619
Agente Acomplejante	0.09351
Estabilizador	0.00003
Temperatura del baño	70°C
pH	4.8-5.6
Agitación	Constante

RESULTADOS

La figura 1, muestra la caracterización superficial del depósito de Ni-B, a través del MEB, en función del tiempo de inmersión, puede notarse que el depósito tiene una morfología celular y con el aumento del tiempo de inmersión se convierte en una morfología nodular.

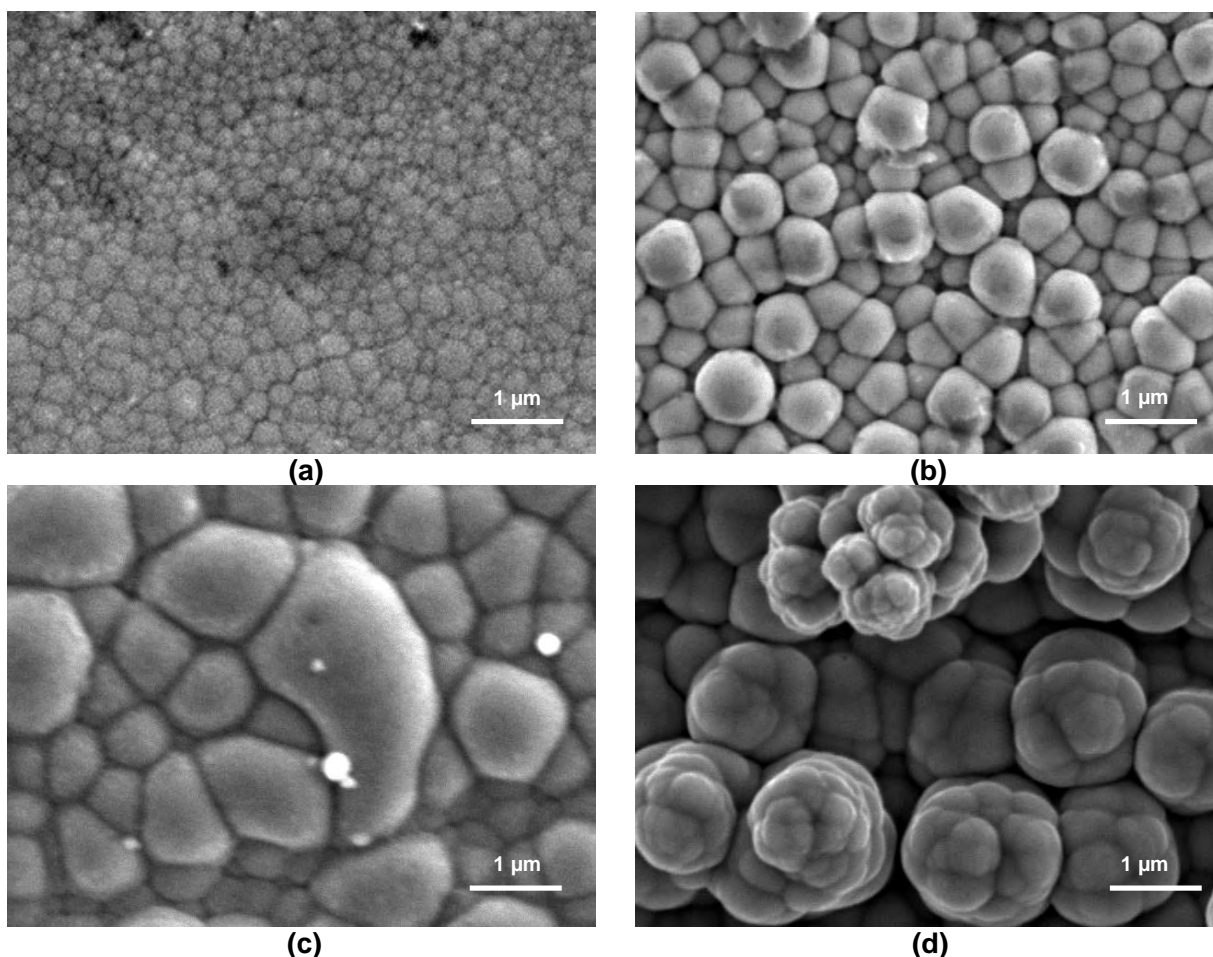


Figura 1 Microfotografías tomadas en MEB a 10,000X, variando tiempos de inmersión en el baño Ni-B (a) 15 min., (b) 30 min., (c) 60 min. y (d) 90 min.

La figura 2, son las imágenes obtenidas por microscopia óptica de la sección transversal de las muestras con el depósito de Ni-B, puede observarse que en la medida que aumentamos el tiempo de inmersión aumenta el espesor, lo que muestra la naturaleza autocatalítica de los procesos electroless. De la misma forma, es observable en las fotografías (a), (b) y (c) un recubrimiento bastante uniforme en toda la superficie, mientras que en la fotografía (d) se nota variaciones en la superficie; corroborando el depósito granular mostrado en la Figura 1 (d).

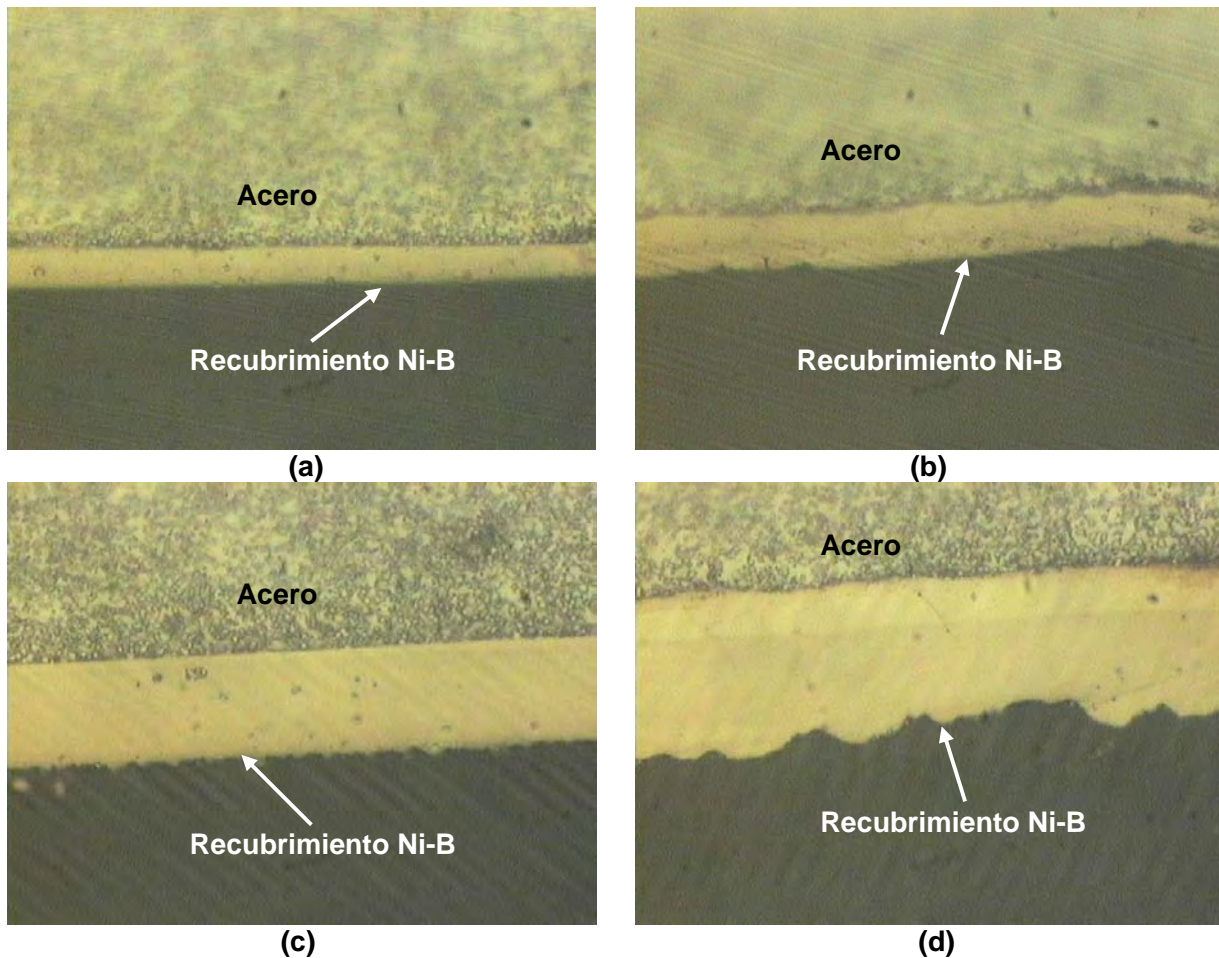


Figura 2 Microfotografías tomadas en Microscopía Óptica a 1,000X, variando tiempos de inmersión en el baño Ni-B (a) 15 min., (b) 30 min., (c) 60 min. y (d) 90 min.

Para la evaluación del espesor del depósito se tomaron aproximadamente 10 imágenes de cada muestra y se obtuvo el promedio, obteniéndose la grafica de la figura 3, donde se puede observar que el crecimiento del espesor del depósito tiene un comportamiento logarítmico.

La figura 4, muestra la grafica de los tratamientos térmicos que presentaron mayores lecturas de dureza Rockwell C en función de la temperatura y el tiempo de los mismos, se puede notar, que las mayores durezas se obtienen cuando el intervalo de temperaturas de tratamiento térmico son 300°C hasta 450°C, este aumento de dureza se puede explicar probablemente debido a la formación de una fase dura intermetálica que de acuerdo con la literatura se trata de Ni_3B .

La figura 5, presenta los espectros de difracción de rayos-X de las muestras con tratamientos térmicos, se observa que con tratamientos térmicos abajo de 300°C, la microestructura del depósito es amorfa, a temperaturas de tratamiento térmico mayores aparece el pico de difracción que corresponde al Ni, sin embargo al tener una temperatura de 300°C se puede apreciar el pico correspondiente del compuesto Ni_3B , con temperaturas de tratamiento térmico entre 400 °C y 550 °C aparecen otros picos de difracción que corresponden al compuesto intermetálico Ni_2B , lo que puede explicar la disminución de la dureza de las muestras que

fueron tratadas arriba de 400 °C, ya que se puede pensar que la fase Ni_2B puede ser menos efectiva para alcanzar una dureza máxima.

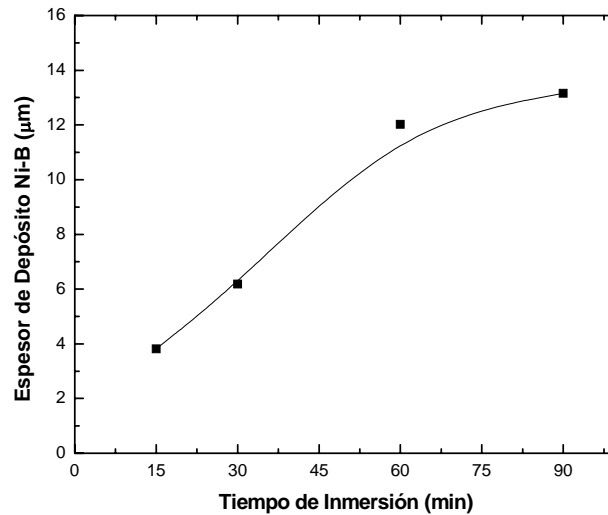


Figura 3

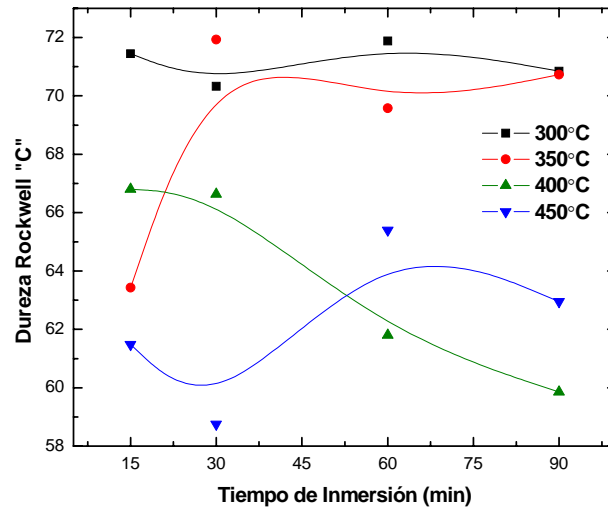


Figura 4

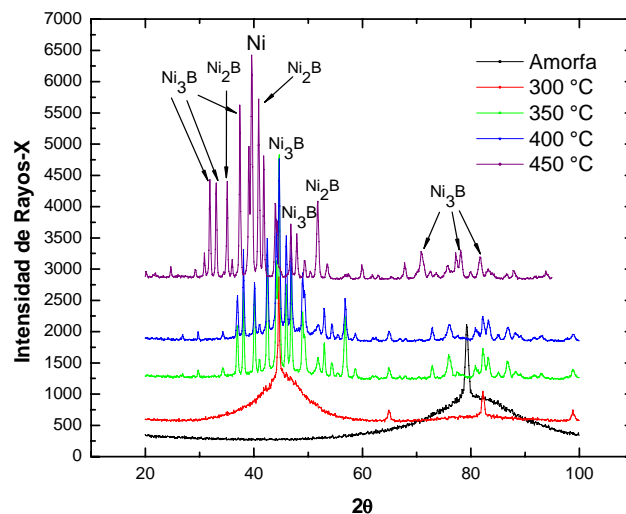


Figura 5

CONCLUSIONES

1. La morfología superficial del depósito cambia de celular a nodular con el tiempo de inmersión.
2. Una dureza aproximada de 72 Rockwell C se obtiene cuando el tratamiento térmico se hace entre 300 y 350 °C, con un tiempo de 60 a 90 minutos.
3. El aumento de dureza con el aumento de la temperatura de tratamiento térmico probablemente se deba a la formación de la fase Ni_3B .
4. La disminución de la dureza con los tratamientos térmicos arriba de 400 °C, probablemente se deba a la formación de fase Ni_2B .

BIBLIOGRAFÍA

- Mallory, G.O. y Hadju, J.B., 1990, Electroless Plating: Fundamentals and Applications, Edición Reimpresa, American Electroplaters and Surface Finishers Society, New York, NY, EE. UU., 261-267p.
- Riedel, W., 1991, Electroless Nickel Plating, Co-publicado en los EE. UU. con la ASM International, impreso en Redwood Press Limited, Melksham, Wiltshire, Great Britain, 9-32p.

DESARROLLO Y VALIDACIÓN DE LOS MÉTODOS DE ANÁLISIS DE BRONCE.

Q. Silvia V. Miranda⁽¹⁾, Aída Álvarez^(1y2), Myriam V. Moreno⁽¹⁾, Alma D. Rubio⁽¹⁾

(1) Centro de Investigación en Materiales Avanzados (CIMAV), Miguel de Cervantes No. 120, Complejo Industrial Chihuahua, CP 31109 Chihuahua, Chihuahua, México. Telf: 52 614 439 4821, Fax: 52 614 439 1112, e-mail: silvia.miranda@cimav.edu.mx.

(2) Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica (CIPIMM), Varona 12028, Boyeros, Ciudad de La Habana, Cuba. Telf: 53 7 57 8370, Fax: 35 7 8082, e-mail: aida@cipimm.minbas.mx.

RESUMEN

Se desarrollaron procedimientos por ICP-AES y EAA para el análisis de Al, Fe, Mn, Ni, P, Pb, Sb, Sn y Zn en bronce. La digestión de las muestras se realizó con ácido clorhídrico y ácido nítrico en parrilla. El estudio de los efectos de matriz mostró la presencia de efectos de matriz para todos los elementos a determinar de forma directa por ICP-AES y para Al, Fe y Mn en la determinación directa y para el Sn, que se determina en la alícuota, por EAA.

Se evaluaron en ambos casos la calidad de los ajustes de las curvas de calibración, los límites de detección, la incertidumbre y el sesgo, este último mediante el uso de un material de referencia certificado.

Los resultados fueron adecuados en todos los casos con excepción del Fe por ICP-AES por encontrarse el valor certificado muy próximo al límite de detección obtenido y se encontró la presencia de sesgo para el P y el Zn por ICP-AES, lo que fue corregido. No se observó la presencia de sesgo para las determinaciones por EAA.

ABSTRACT

Procedures by ICP-AES and EAA for the analysis of Al, Fe, Mn, Ni, P, Pb, Sb, Sn and Zn in bronzes were developed. The digestion of the samples was carried out with hydrochloric acid and nitric acid in hot plate. The study of the matrix effects was carried out for comparison of the intensities of the lines (or absorbances) measured in synthetic solutions of the elements prepared with and without matrix (in this case Cu), that shows the presence of matrix effects for all the elements determined in direct form by ICP-AES and for Al, Fe and Mn in direct measures and for Sn determined in the dilution by EAA.

The quality of the adjustments of the calibration graph were evaluated in both cases and showed that they were appropriate in all cases. The detection limits were adequate in all the cases, with exception of that for Fe by ICP-AES. The uncertainty was evaluated through the combined standard deviation calculated from 12 repetitions carried out in conditions of repetitividad, and they were satisfactory in all the cases, but slightly better by EAA.

The bias was evaluated for comparison of the values obtained by the procedure with those certificated for the Certificate Reference Sample. A significant difference was found for Fe by ICP-AES since its concentration in the sample studied was near to the detection limit for this element. The presence of bias was also found also for P and Zn determined by ICP-AES, which were properly corrected. No bias was observed in the determinations by EAA.

INTRODUCCIÓN

El análisis de bronce es de gran importancia para la industria, existe una amplia gama de estos cuyas propiedades están en gran medida determinadas por su composición química. La composición química de los bronce es también un tema de interés en

estudios arqueológicos. La Tabla I muestra la composición típica de la muestra certificada Standard Reference Material 872, Phosphor Bronze (CDA 544) del National Bureau of Standards (NIST) de los Estados Unidos:

Tabla I.- Composición típica de la muestra certificada de bronce expresada en %.

Elemento	Valor certificado %
Cu	87.36
Sn	4.16
P	0.26
Pb	4.13
Zn	4.00
Fe	0.003

De los elementos anteriores solo el P no puede ser analizado por Espectroscopia de Absorción Atómica (EAA), pero si por Espectroscopia de Emisión Atómica con Plasma Inductivamente Acoplado (ICP-AES). Para el estudio de objetos arqueológicos Sánchez Nava ha reportado el empleo de la Absorción Atómica con resultados satisfactorios, pero para fines industriales se requiere tener establecidos parámetros como precisión y exactitud, que permitan dar una absoluta seguridad sobre los valores obtenidos.

La Norma ASTM E 478 contiene el análisis de un grupo grande de elementos en aleaciones de cobre: Aluminio (hasta 12.0 %) – método volumétrico con extracción, Cobre (desde 40.0 %) – Método electrogravimétrico, Hierro (hasta 1.25 %) - Fotométrico, Plomo (hasta 27.0 %) – Absorción Atómica o Volumétrico, Níquel (hasta 5 %) – Fotométrico, (hasta 50.0 %) - Gravimétrico, Plata (hasta 0.12 %) – Absorción Atómica, Estaño (hasta 20 %) - Volumétrico, Zinc (hasta 2 %) - Absorción Atómica, (hasta 50 %) – Volumétrico.

Como se ve en la mayoría de los casos se recomiendan método clásicos y sólo en unos pocos se recomienda el uso de la Absorción Atómica. En ningún caso se recomienda el empleo de la Espectroscopia de Emisión Atómica con Plasma Inductivamente Acoplado, una técnica que por su carácter multielemental resulta de interés para este tipo de análisis.

Por ello el objetivo de este trabajo será estudiar las condiciones necesarias para llevar a cabo el análisis de bronce y materiales relacionados empleando las técnicas de Espectrofotometría de Absorción Atómica (EAA) y Espectroscopia de Emisión Atómica con Plasma Inductivamente Acolado (ICP-AES).

EQUIPOS Y CONDICIONES INSTRUMENTALES.

Para el desarrollo del trabajo se emplearon los siguientes equipos y condiciones:

- Espectrómetro de Plasma Inductivamente Acoplado (ICP-AES) marca Thermo Jarrell Ash modelo IRIS AP/DUO, con las siguientes condiciones instrumentales.

Potencia de la radiofrecuencia: 1150 Watts
Enfoque: axial
Flujo de gas del plasma: 16 l/min
Flujo de gas auxiliar: 1 l/min.

Presión del nebulizador: 30 psi (206.84 kPa)
Nebulizador: Flujo cruzado
Velocidad de bombeo: 130 r.p.m.
Flujo de muestra: 2.4 ml/min.

Flujo de gas de nebulización: 0.7 l/min

Cámara de nebulización: Tipo Scott

- Espectrómetro de Absorción Atómica GBC AVANTA Σ , empleando flama.

Las condiciones instrumentales se seleccionaron de acuerdo a las recomendaciones del fabricante y experiencias previas en la determinación de estos elementos en otros materiales. En general podemos mencionar que se empleó la flama aire acetileno para la determinación de Fe, Mn, Ni, Pb, Sb y Zn y la flama de óxido nitroso acetileno para la determinación de Al y Sn.

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

Tratamiento de las muestras

Para la obtención de las muestras debe seguirse un procedimiento como el descrito en la Norma ASTM E 251. Después es necesario definir el tratamiento de las muestras, que debe garantizar la disolución total de todos los componentes de la muestra y que en este caso quedó como sigue:

Pesar 0.5 g de rebaba de bronce, añadir 10 ml de HCl 1:1 y calentar en parrilla por 30 minutos. Añadir 0.5 ml de HNO₃ y continuar calentando hasta disolución total de la muestra.

Desarrollo del procedimiento por ICP-AES

Estudio de los efectos de matriz

Una vez definido el tratamiento estamos en posibilidades de proceder a estudiar las diferentes fuentes que pueden ocasionar efectos de matriz, que son básicamente la presencia del componente fundamental, la influencia de los ácidos de la disolución. Se incluirán además de los elementos reportados en la muestra certificada otros que son solicitados con frecuencia para este tipo de materiales (Al, Mn, Ni, Sb).

Las concentraciones para realizar las pruebas de interferencia fueron calculadas teniendo en cuenta las concentraciones de la Tabla I y los resultados previos registrados por el Laboratorio para el resto de los elementos.

Evidentemente por los contenidos que se obtienen, el Al, Fe, Mn, Ni, P y Sb deben ser determinados en forma directa, mientras que el Pb, Sn y Zn deben determinarse de una alícuota 5/100 de la disolución primaria. El Cu puede determinarse de una disolución más diluida, pero esto se hará solo por EAA, pues no se justificaría el uso del ICP-AES para determinar este elemento por separado.

Teniendo en cuenta lo anterior se realizó la prueba de efecto de matriz. Para ello se prepararon 6 soluciones:

- Blanco de muestra con los ácidos de la disolución.
- Blanco de muestra + matriz (concentración de Cu en la alícuota en que se debe leer el elemento, esto es 0.425 g/100 ml para los elementos que se leen en la

muestra directa y 0.02125 para los que se leen en la dilución 5/100), dos soluciones.

- Solución con el contenido medio de los elementos en la muestra.
- Solución con el contenido medio de los elementos en la muestra + matriz (dos soluciones, una para los que se leen en la muestra directa y otra para los que se leen en la dilución), dos soluciones.

Las intensidades de las líneas de cada elemento fueron leídas en cada una de estas soluciones y se obtuvieron los resultados que se muestran en la Tabla 4. El efecto de matriz se calculó por la expresión (1) :

$$EM(elemento) = \frac{I_{MATRIZ+ANALITO} - I_{MATRIZ}}{I_{ANALITO} - I_{BLANCOANALITOS}}, \quad (1)$$

En la que:

$I_{MATRIZ+ANALITOS}$.- Intensidad de la línea de cada elemento en una muestra sintética preparada con los contenidos medios esperados en las muestras + la matriz (según corresponda en cada caso).

I_{MATRIZ} .- Intensidad de la línea de cada elemento en una solución que contiene igual cantidad de cobre que la que tiene cada elemento en la alícuota en que se va a leer, sin los analitos.

$I_{ANALITOS}$.- Intensidad de las líneas de los elementos en los contenidos medios esperados en las muestras sin la matriz.

$I_{BLANCO ANALITOS}$.- Intensidad de las líneas en la muestra en blanco (sin matriz y sin analitos).

Todas las soluciones contenían los ácidos de la disolución de la muestra.

La Tabla II muestra los resultados obtenidos para ICP-AES. En este caso todas las lecturas son en intensidad (cuentas/seg). La mayoría de los elementos presentaron una depresión de la señal, solo el Al, el Sn y el Zn mostraron un comportamiento diferente. Entonces es necesario definir cuando se considera significativo el efecto de matriz. Teniendo en cuenta que queremos obtener un procedimiento cuantitativo, entonces podemos admitir solo diferencias menores que $\pm 5\%$. En la Tabla vemos que todos los valores difieren por esta cantidad o más para todos los elementos que se leen en la muestra directa, por lo que debemos aceptar la presencia de efectos de matriz en todos los casos. Por su parte los elementos que se leen en la alícuota no mostraron efectos de matriz. En la Tabla II se ha calculado el efecto de matriz por la expresión uno y se señala cuando este es significativo o no, de acuerdo a lo antes planteado. Entonces, para que el procedimiento desarrollado sea cuantitativo, se requieren dos curvas de calibración: una para Al, Fe, Mn, Ni, P y Sb que debe contener 0.425 g de Cu/100 ml y otra para Pb, Sn y Zn que no requiere la adición de la matriz.

Tabla II.- Prueba de efectos de matriz para ICP-OES.

0.5g/100/5/100ml	Pb	Sn	Zn	Condiciones de la Prueba		
Bk ácidos	1.12	0.83	1.23	Al, Ni, Sb, P	10 ppm	0.425 g de
Bk+Cu	-0.544	0.59	93.49		Fe, Mn	0.5 ppm
Analitos	86.48	91.69	1368.00	Pb, Sn, Zn	10 ppm	0.02125g de Cu/100 ml
Anal. + Cu	82.92	92.69	1468.00			
Efec. matriz	0.98	1.01	1.01			
Signif.	No	No	No			

0.5g/100 mL	Al	Fe	Mn	Ni	P	Sb
Bk ácidos	242.70	2.30	0.4222	1.35	0.64	-0.0018
Bk+Cu	346.20	0.95	-0.0028	3.51	0.48	-0.40
Analitos	1722.00	44.06	128.80	646.30	3.31	55.65
Anal. + Cu	1904.00	40.52	121.50	587.30	2.93	50.40
Efec. matriz	1.05	0.95	0.95	0.91	0.92	0.91
Signif.	Si	Si	Si	Si	Si	Si

Construcción de los gráficos de calibración.

Teniendo en cuenta los resultados obtenidos hasta aquí se propone construir las curva con las soluciones de calibración que se muestran en la Tablas III.

Tabla III.- Curva de calibración. Concentraciones en µg/ml.

ELEMENTOS	I	II	III	IV	Bk
Mn	1.00	0.50	0.25	0.10	-
Fe, Ni, Sb	5.0	0.25	0.125	0.5	-
Al	15.0	7.5	3.75	1.5	-
P, Pb, Sn, Zn	20.0	10.0	5.0	2.0	-

Nota 1.- Las soluciones de calibración para Al, Fe, Mn, Ni, P y Sb contienen por cada 100 ml de solución 10 ml de una solución que con 4.25 g de Cu en 100 ml + los ácidos de la disolución, el resto de las soluciones solo contienen los ácidos de disolución.

Con estas soluciones se construyeron las curvas de calibración. Los datos de los ajuste obtenidos se muestran en las Tablas IV, además los detalles de las líneas analíticas empleadas, las que fueron seleccionadas de acuerdo a los contenidos a determinar y teniendo en cuenta que no presentarán interferencias espectrales provenientes de la matriz o los elementos acompañantes.

Tabla IV.- Parámetros de la regresión de las curvas de calibración.

Elemento	Longitud de onda de las líneas seleccionada (nm)	Intercepto	Pendiente	Coef. Correlac.
Al	309.271 (84)	370.1865	136.1839	0.9997
Fe	259.837 (100)	0.6883	66.7063	0.9959
Mn	257.610 (100)	0.1425	153.2809	0.9999
Ni	231.604 (112)	-2.4990	43.6689	0.9999
P	185.943 (139)	-0.2465	0.1534	0.9994
Pb*	220.353 (118)	-0.1787	7.0921	0.9998
Sb	206.833 (125)	-0.9268	3.8473	0.9999
Sn*	189.989 (136)	3.5475	7.4352	0.9994
Zn*	213.856 (121)	70.7640	114.7162	0.9976

***Elementos determinados a partir de la curva sin matriz, porque corresponden a la dilución 5/100, para la que ya se vio que no había efectos de matriz.**

Como se ve los coeficientes de calibración fueron buenos en todos los casos, lo que nos permite continuar con la validación del procedimientos elaborado.

Validación del procedimiento.

Para la evaluación del procedimiento se empleó el método de validación in-house propuesto por IUPAC-ISO-AOAC ya que no existía la posibilidad de realizar estudios interlaboratorios en estos momentos. Se tuvieron en cuenta además las orientaciones para el cálculo de la incertidumbre de la Guía NIST y la Guía EUROCHEM, documentos que han cobrado gran relevancia por la labor esclarecedora que han aportado para los procesos de validación de métodos. Estas recomendaciones están resumidas en el procedimiento LAQ-PT-008. del Sistema de Calidad del Laboratorio de Análisis Químicos del CIMAV. Los aspectos evaluados fueron:

- Límites de detección.
- Incertidumbre.
- Sesgo.

Cálculo de los límites de detección.

Los límites de detección se calcularon, de acuerdo a la definición aprobada por IUPAC, como tres veces la desviación típica del blanco ($3\sigma_{BK}$). Para ello se realizaron 15 réplicas de la muestra en blanco. Los resultados se muestran en la Tabla V.

Los resultados marcados con * se refieren a la muestra diluida (0.5/100/5/100), mientras que el resto corresponde a la directa, recordando que sólo contiene cobre la calibración para las lecturas directas.

Se aprecia en la Tabla que los límites de detección obtenidos son satisfactorios en todos los casos, con excepción del Fe, pues el valor del LD obtenido está muy próximo al valor que se requiere determinar y esto es una fuente de imprecisión inaceptable, para muchas aplicaciones.

Tabla V.- Valores obtenidos de los límites de detección.

Elemento	Límites de detección	
	µg/L	%
Al 309.271 (84)	0.155	0.0031
Fe 259.837 (100)	0.047	0.00093
Mn 257.610 (100)	0.00077	1.54×10^{-5}
Ni 231.604 (112)	0.054	0.0011
P 185.493 (140)	1.32	0.026
Sb 206.833 (125)	0.033	0.00066
Pb 220.353 (118)*	0.011	0.0044
Sn 189.989 (136)*	0.099	0.040
Zn 213.856 (121)*	0.015	0.0059

Evaluación de la precisión (incertidumbre).

Para evaluar la precisión se realizaron 12 réplicas de una muestra típica analizadas en paralelo, por lo que toda la evaluación fue realizada en condiciones de repetibilidad y se calcularon la desviación estándar (S) y el coeficiente de variación (CV). La Tabla VI muestran los resultados obtenidos.

Como puede apreciarse los valores obtenidos resultaron satisfactorios en todos los caso para los contenidos a los que corresponden, lo que puede concluirse de los valores de los coeficientes de variación obtenidos.

Tabla VI.- Evaluación de la desviación estándar y el coeficiente de variación.

Elemento	Media %	S %	CV %
Al 309.271 (84)	0.0059	0.0012	19.48
Fe 259.837 (100)	0.0020	0.00019	9.57
Mn 257.610 (100)	6.69×10^{-5}	1.22×10^{-5}	17.77
Ni 231.604 (112)	0.015	4.87×10^{-4}	3.32
P 185.493 (140)	0.21	0.016	7.40
Sb 206.833 (125)	ND	-	-
Pb 220.353 (118)*	4.11	0.1045	2.54
Sn 189.989 (136)*	4.12	0.1338	3.25
Zn 213.856 (121)*	4.57	0.1141	2.50

En general los valores de los coeficientes de variación resultan muy apropiados para los contenidos a los que corresponden, nótese que aunque se han reportado los valores encontrados para el Al y el Mn estos están por debajo del Límite de detección.

La incertidumbre combinada **U_c** de las determinaciones coincide con los valores de la desviación estándar combinada (S) que aparecen en la Tabla VI (ver Quantifying Uncertainty). Con ellos puede calcularse la incertidumbre expandida **U**, multiplicando por el factor de cobertura adecuado, lo que se expresa por la siguiente fórmula:

$$U = K * S = (t/\sqrt{N}) * S \quad (2)$$

Donde: U es la incertidumbre expandida.
K es el factor de cobertura.
t valor de la distribución de Student para n-1 grados de libertad y $\alpha = 0.05$.
N es el número de determinaciones empleadas para el cálculo de la desviación estándar combinada.

Para un número grande de determinaciones el factor K toma el valor 2, pero en este caso que se han empleado solo 12 determinaciones es preferible su cálculo por la expresión 2. El valor de la incertidumbre expandida ha sido utilizado en la Tabla VII para mostrar la existencia de sesgo o no.

Evaluación del sesgo en ICP-AES.

Para la evaluación del sesgo se aplicó el procedimiento a una muestra de bronce certificada del National Institute of Standards & Technology (NIST): Standard Reference Material 872 Phosphor Bronze. Para esta prueba se siguieron las orientaciones de la Guía EURACHEM/CITAC, correspondiente a la comparación de resultados con muestras certificadas. La Tabla VII muestra los resultados obtenidos.

Tabla VII.- Evaluación del sesgo.

Elemento	Valor encontrado, %	Valor certificado, %	Diferencia significativa
Al 309.271 (84)	0.0059 ± 0.013	NC	-
Fe 259.837 (100)	$0.002 \pm 4.8 \times 10^{-4}$	0.003	Si
Mn 257.610 (100)	$6.69 \times 10^{-5} \pm 2.7 \times 10^{-5}$	NC	-
Ni 231.604 (112)	$0.015 \pm 1.1 \times 10^{-3}$	NC	-
P 185.493 (140)	0.21 ± 0.04	0.26	Si
Sb 206.833 (125)	ND	NC	-
Pb 220.353 (118)*	4.11 ± 0.24	4.13	No
Sn 189.989 (136)*	4.12 ± 0.30	4.16	No
Zn 213.856 (121)*	4.57 ± 0.26	4.00	SI

El Fe presentó una diferencia significativa con respecto al valor certificado para este contenido, pero esto debe estar relacionado con el hecho de que este valor está muy próximo al límite de detección encontrado, por lo que esta determinación se debe considerar solo semicuantitativa, en este rango de concentración.

En tal caso el procedimiento no es válido para muestras que contengan concentraciones de Fe tan bajas, pero funciona perfectamente para contenidos mayores, que son en realidad los más habituales. Por lo que se recomienda variar el rango de calibración del Fe, preparando la curva de calibración de 0.5 a 5 ppm y no de 0.1 a 1.0 como se hizo inicialmente. Entonces el contenido de Fe podrá ser determinado cuantitativamente a partir de 0.01%.

El P y el Zn presentan también una contribución significativa, aunque muy pequeña, al sesgo. Para análisis de gran exactitud es necesario tener esto en cuenta, por lo que se definen los factores que deberán ser considerados para eliminar el sesgo.

Factor para P = 1.2381

Factor para Zn = 0.8753

DESARROLLO DEL PROCEDIMIENTO POR EAA.

Estudio de los efectos de matriz.

Para los estudios de la influencia de la matriz se procedió de la misma forma que en el caso del ICP-OES, pero en este caso en lugar de las intensidades de las líneas, en la fórmula (1) se emplearon los valores de las absorbancias, los resultados se muestran en la Tabla VIII

Tabla VIII.- Influencia de la matriz en las determinaciones por EAA.

0.5g/100/5/100ml	Pb	Sn	Zn
Bk ácidos	0.001	0.011	0.002
Bk+Cu	0.000	0.004	0.000
Analitos	0.353	0.076	1.035
Anal. + Cu	0.359	0.079	1.039
Efec. matriz	1.02	1.17	1.01
Signif.	No	Si	No

Condiciones de la Prueba
Al, Ni, Sb, P 10 ppm 0,425 g
Fe, Mn 0,5 ppm Cu/100 ml

Pb, Sn, Zn 10 ppm 0,02125 g de
Cu/100 ml

0.5g/100 mL	Al	Fe	Mn	Ni	Sb
Bk ácidos	0.000	0.007	0.000	-0.001	0.001
Bk+Cu	0.000	0.007	0.001	0.001	0.003
Analitos	0.062	0.038	0.055	0.906	0.230
Anal. + Cu	0.073	0.062	0.098	0.912	0.239
Efec. matriz	1.17	1.77	1.74	1.00	1.03
Signif.	Si	Si	Si	No	No

En la tabla se aprecia que hay efectos de matriz solo para el Sn en la muestra diluida; mientras que en la muestra directa presentaron efectos significativos los elementos Al, Fe y Mn. Los intentos por resolver estos efectos resultaron todos infructuosos, lo que implica que deberán prepararse las soluciones de calibración con la adición de Cu correspondiente (alícuota o directa) para aquellos elementos que presentaron efectos significativos (Sn, Al, Fe y Mn). No aparece en la Tabla el P, porque este no se determina por EAA, al menos en forma directa.

Construcción de curvas de calibración.

De acuerdo con los resultados de la prueba de efectos de matriz fueron preparadas las soluciones de calibración teniendo en cuenta las concentraciones de los elementos esperadas en la alícuota correspondiente y con el contenido de Cu correspondiente, en los casos que así fue necesario. Las concentraciones seleccionadas se muestran en la Tabla IX.

Tabla IX.- Curva de calibración. Concentraciones en µg/mL.

ELEMENTOS	I	II	III	IV	Bk
Al	2.0	4.0	6.0	8.0	-
Fe, Mn	0.1	0.2	0.3	0.5	-
Ni	0.2	0.5	1.0	2.0	-
Sn	5.0	8.0	10.0	15.0	-
Sb	1.0	2.0	4.0	6.0	-
Pb, Zn	5.0	8.0	10.0	15.0	-

Con estas soluciones se obtuvieron las curvas de calibración cuyos parámetros se muestran en la Tabla X.

Tabla X.- Parámetros de la regresión de las curvas de calibración de EAA.

Elemento	Longitud de onda de las líneas seleccionada (nm)	Intercepto	Pendiente	Coef. Correlac.
Al	396.2	-0.00028	0.002975	1.000
Fe	248.3	0.002081	0.09554	1.000
Mn	279.5	0.0005635	0.20126	0.999
Ni	232.0	-0.002949	0.11436	1.000
Pb	283.3	0.008020	0.02329	1.000
Sb	217.6	-0.003557	0.01806	0.999
Sn	235.5	0.00196	0.004988	1.000
Zn	213.9	0.008834	0.03408	0.998

Validación del procedimiento.

Para la evaluación del procedimiento se empleó el método de validación in-house propuesto por IUPAC-ISO-AOAC ya que no existía la posibilidad de realizar estudios interlaboratorios en estos momentos. Se tuvieron en cuenta además las orientaciones para el cálculo de la incertidumbre de la Guía NIST y la Guía EUROCHEM, documentos que han cobrado gran relevancia por la labor esclarecedora que han aportado para los procesos de validación de métodos. Estas Recomendaciones están resumidas en el procedimiento LCAYR-PT-008. del Sistema de Calidad del Laboratorio de Análisis Químicos del CIMAV. Los aspectos evaluados fueron:

- Límites de detección.
- Incertidumbre.
- Sesgo.

Cálculo de los límites de detección.

Los límites de detección se calcularon, de acuerdo a la definición aprobada por IUPAC, como tres veces la desviación típica del blanco ($3\sigma_{Bk}$). Para ello se realizaron 15 réplicas de la muestra en blanco. Los resultados se muestran en la Tabla XI.

Tabla XI.- Valores obtenidos de los límites de detección.

Elemento	Curva con matriz concentrada	
	µg/L	%
Al	0.25	0.0050
Fe	0.091	0.0018
Mn	0.037	0.015
Ni	0.011	2.19×10^{-4}
Pb*	0.084	0.034
Sb	0.26	0.0053
Sn*	0.59	0.24
Zn*	0.064	0.026

Los elementos marcados con * fueron leídos en la alícuota 0.5/100/5/100, el resto en la muestra directa.

Si comparamos los resultados de la Tabla XI con la Tabla I vemos que todos los límites de detección obtenidos resultan satisfactorios para las concentraciones que se requiere determinar para cada elemento.

Evaluación de la precisión (incertidumbre).

Para evaluar la precisión se realizaron 12 réplicas de una muestra típica y se calcularon la desviación estándar (S) y el coeficiente de variación (CV). La Tabla XII muestran los resultados obtenidos para cada tipo de muestra.

Como puede apreciarse los valores obtenidos resultaron satisfactorios en todos los caso para los contenidos a los que corresponden, lo que puede concluirse de los valores de los coeficientes de variación obtenidos.

Tabla XII.- Evaluación de la desviación estándar y el coeficiente de variación.

Elemento	Media %	S %	CV %
Al	<u>0.0059</u>	0.0023	38.28
Fe	<u>0.0028</u>	0.00041	14.49
Mn	<u>0.00011</u>	6.13×10^{-5}	2.06
Ni	0.014	5.97×10^{-4}	4.17
Pb	4.10	0.0668	1.63
Sb	ND	-	-
Sn	4.14	0.135	3.26
Zn	4.12	0.113	2.75

Los valores de los coeficientes de correlación resultaron satisfactorios en todos los casos, y aunque en la tabla aparecen los valores de Al y Mn estos no fueron detectados, pues sus contenidos están por debajo del Límite de Detección.

La incertidumbre combinada **U_c** de las determinaciones coincide con los valores de la desviación estándar combinada (**S**) que aparecen en la Tabla XII, como en el caso anterior con ellos se calculó la incertidumbre expandida **U**, multiplicando por el factor de cobertura adecuado, y usando la expresión 2.

Evaluación del sesgo.

Para la evaluación del sesgo se aplicó el procedimiento a una muestra de bronce certificadas del National Institute of Standards & Technology (NIST): Standard Reference Material 15h. Para esta prueba se siguieron las orientaciones recogidas en la Guía EURACHEM/CITAC, correspondiente a la comparación de resultados con muestras certificadas. La Tabla XIII muestra los resultados obtenidos.

Tabla XIII- Evaluación del sesgo.

Elemento	Valor encontrado %	Valor certificado %	Diferencia significativa
Al	$0.0059 \pm 5.2 \times 10^{-3}$	NC	-
Fe	$0.0028 \pm 9.2 \times 10^{-4}$	0.003	No
Mn	$0.00011 \pm 1.4 \times 10^{-4}$	NC	-
Ni	0.014 ± 0.0013	NC	-
Pb	4.10 ± 0.15	4.13	No
Sb	ND	NC	-
Sn	4.14 ± 0.30	4.16	No
Zn	4.12 ± 0.25	4.00	No

Se ve aquí que los resultados obtenidos concuerdan con los certificados en todos los casos, de manera que el Fe puede ser determinado cuantitativamente por esta vía, lo que no ocurrió en ICP-AES.

La Tabla XIV muestra la comparación de los resultados por ambos métodos, donde puede observarse que los resultados coinciden en general entre si y con el valor certificado, con excepción del P y el Zn por ICP-AES, cuyo factor de corrección ya fue calculado con anterioridad.

Tabla XIV Comparación de los valores obtenidos por ambos procedimientos

Elemento	Valor certificado %	Valor encontrado por ICP-AES %	Valor encontrado por EAA %
Al	NC	<u>0.0059</u>	<u>0.0059</u>
Fe	0.003	0.002	0.0028
Mn	NC	<u>6.69×10^{-5}</u>	<u>0.00011</u>
Ni	NC	0.015	0.014
P	0.26	0.21	-
Pb	4.13	ND	4.10
Sb	NC	4.11	ND
Sn	4.16	4.12	4.14
Zn	4.00	4.57	4.12

CONCLUSIONES.

- Se obtuvo un procedimiento por ICP-AES adecuado para el análisis de Al, Fe, Mn, Ni, P, Pb, Sb, Sn y Zn. El Al, Fe, Mn, Ni y Sb se determinan en la muestra directa 0.5/100 y el resto en la dilución 5/100.
- En las determinaciones por ICP-AES que se realizan en la muestra directa fue necesario añadir Cu a los estándares en igual proporción que a las muestras, pues se observaron efectos de matriz significativos. Pero para la determinación de los elementos que en la alícuota no fue necesaria la adición de Cu, pues no se encontraron efectos significativos de la matriz.
- La evaluación del procedimiento por ICP-AES arrojó resultados positivos, pero el Fe solo puede ser determinado en forma semicuantitativa.
- El procedimiento por EAA permite la determinación de Al, Fe, Mn, Ni, Pb, Sb, Sn y Zn, siendo determinados el Pb, Sn y Zn en la alícuota 5/100.
- En el caso de EAA se observaron efectos de matriz para Al, Fe, Mn y Sn, por lo que a los estándares de calibración se deberán añadir cantidades de Cu equivalentes a las existentes en la muestra en la alícuota en que se determina el elemento.
- La evaluación del procedimiento por EAA arrojó resultados positivos.
- La comparación de los resultados por ambas vías demostró la coincidencia de los resultados, lo que permite asegurar que no hay contribuciones al sesgo para la mayoría de los usos más comunes de estos análisis.
- Las incertidumbres fueron adecuadas por ambas vías.
- Se encontró una pequeña, pero significativa contribución al sesgo en el procedimiento por ICP-AES para P y Zn, que deberá ser corregida, para los análisis de gran exactitud.

BIBLIOGRAFÍA

- Antanasopoulos, N.- GBC Flame Methods Manual for Atomic Absorption.
ASTM Designation: E255-91(1997).- Standard Practice for Sampling Copper and Copper Alloys for the Determination of Chemical Composition
ASTM Designation: E 478 – 89a (1996).- Standard Test Methods for Chemical Analysis of Copper Alloys.
Harmonised Guidelines for the In-House Validation Methods (1999), IUPAC-ISO-AOAC, Analytical Chemistry Division.
LAQ-PT-008 (2003).- Procedimiento para la estimación de la incertidumbre de los métodos de prueba, CIMAV3.
Quantifying Uncertainty in Analytical Measurement (2000), EURACHEM/ CITAC Guide, second edition.
Sánchez Nava, M, noviembre 1997-febrero 1998.- La Espectroscopia Atómica una técnica útil en el análisis químico elemental de artefactos arqueológicos. Actualidades Arqueológicas, No. 15 y 16.
Taylor B.N. and Chris E. Kuyatt, (1994 Edition): Guidelines for Evaluating and Expressing the Uncertainty of NIST Measurement Results, NIST Technical Note 1297.

AGRADECIMIENTOS

Al M.C. Alejandro Robau Sánchez, Ing. Dolores Luján e Ing. Mónica Rodríguez, por su cooperación y apoyo para la realización de este trabajo.



CARACTERIZACIÓN DE SORBENTE MULTI-FUNCIONAL PARA TECNOLOGÍA DE CONTROL DE EFLUENTES GASEOSOS: RETENCIÓN DE ELEMENTOS POTENCIALMENTE CONTAMINANTES

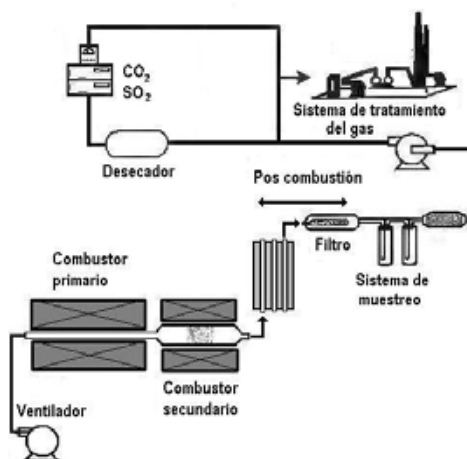
Wilma. C. Pereira (1), Roberto. C. Villas Boas (2)

(1) FIOCRUZ /ENSP – Escola Nacional de Saúde Pública - Av. Leopoldo Bulhões, 1480 Manguinhos - Rio de Janeiro. carvalho@ensp.fiocruz.br

(2) CETEM –Centro de Tecnología Mineral – Av. Ipê, 900 – Cidade Universitária – Rio de Janeiro – RJ – Brasil –

RESUMEN

El presente trabajo trata de las características mineralógicas y físico-químicas de los materiales calcáreos y minerales de arcillas que pueden ser utilizados como sorbentes en procesos industriales. Ese trabajo da continuidad a un estudio previo de caracterización de los calcáreos brasileños, calcíticos y dolomíticos, y de minerales de arcillas considerados más adecuados al empleo en esa tecnología, debido a las características estructurales que poseen. Fueron seleccionados unos calcáreos dolomíticos provenientes de São Paulo, Sureste de Brasil, y un arcilomineral (vermiculita), originario de Piauí, noroeste del país. Consta del estudio una serie de ensayos de caracterización de los materiales, los cuales serán sometidos a ensayos de retención de SO_2 y de elementos potencialmente contaminantes asociados a las emisiones ácidas. Fue estudiado, en escala de bancada, la influencia de la temperatura de operación, la granulometría del sorbente en la adsorción de SO_2 y elementos metálicos volátiles. A partir de los resultados obtenidos en ese estudio, pudimos observar que la temperatura adecuada para el empleo de materiales calcáreos, in natura, en procesos de sorción de elementos potencialmente contaminantes deben situarse entre 750 a 850°C, con una granulometría entre 0,3 - 0,8mm. Una de las posibilidades que deben ser consideradas con mucho criterio reside en la condición de realizarse un pre-tratamiento del material calcáreo estudiado a la temperatura de 765°C, que resulta en una mayor área superficial específica y en mayor volumen de micro poros.



Aparato experimental

ADSORCIÓN DE NH_3 EN FASE GASEOSA EN CARBONES ACTIVADOS IMPREGNADOS DE PRODUCCIÓN NACIONAL

Carlos A. Rey Mafull⁽¹⁾, Miguel Autie⁽²⁾, Alberto Iglesias⁽²⁾

(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero-Metalúrgica (CIPIMM) Carretera de Varona N° 12028, R. Boyeros, C. Habana, Cuba, e-mail: cipimm@ip.minbas.cu

(2) CNIC-Centro Nacional de Investigaciones Científicas

RESUMEN

Se estudia el efecto que pueden provocar la incorporación de sales de cobre (CuSO_4 y CuCl_2) y grupos ácidos (H_2SO_4 y H_3PO_4) en la capacidad de adsorción del carbón activado (c.a) para la adsorción de amoníaco. Para ello se estudian dos métodos de adsorción, uno estático (isotermas), y otro dinámico donde el NH_3 es mezclado en un flujo de aire simulando determinadas condiciones ambientales. Los resultados obtenidos por adsorción estática indican que se incrementa la capacidad de adsorción de los c.a impregnados, mejorando la adsorción de estos con el aumento de la concentración de los agentes impregnantes. Se observan efectos muy pronunciados en la capacidad de adsorción de los carbones impregnados con CuCl_2 (10 y 7%) y H_3PO_4 -10% a bajas presiones relativas.

En el estudio dinámico los materiales impregnados muestran una capacidad dinámica de adsorción superior a la del carbón activado sin impregnar que oscila entre 4.85 veces para aquellos carbones tratados con CuCl_2 al 10%) y 5.3 veces para aquellos carbones tratados con H_3PO_4 al 10%. Un estudio económico posterior revela que es factible la producción de carbones impregnados con H_3PO_4 -10%. El precio de venta propuesto (4536 USD/t) es competitivo con los del mercado internacional (7000 USD/t).

ABSTRACT

It is studied the effect that can provoke the inclusion of copper salts (CuSO_4 y CuCl_2) and acid groups (H_2SO_4 y H_3PO_4) in the adsorption capacity of activated carbon (c.a.) to adsorb ammonia. Two methods are studied, one static (isotherms) where, besides the NH_3 , CO_2 and another dynamic where the NH_3 is mixt with an air flow simulating determined objective conditions. The results obtained by the static adsorption of the NH_3 indicate that adsorption capacity of the c.a. chemically treated is increased, improving their adsorption when increasing the concentration of pregnant. Very pronounced effects are observed with the increase of concentration of the carbons pregnant with CuCl_2 (10 y 7%) and H_3PO_4 -10% at low pressures of NH_3 balance, where the pregnant have their greater effect. The CO_2 adsorption shows that not all the surface of the c.a. has been covered with the pregnant. The pregnant samples show a dynamic adsorption capacity between 4, 85 (c.a/ CuCl_2 -10%) and 5.3 (c.a H_3PO_4 -10%) times superior to the one of the material which has not been treated. Parameters as height, critical volume and adsorption efficiency index are compared.

Based on the results obtained we make a technological proposal, endorsed by an economic study, from which we observe that only the production of CA- H_3PO_4 /10% is feasible. The prices established for the selling of this product are good regarding the prices of the imported carbon. It is also include the proposal of a prototype of filter with their cost analysis.

INTRODUCCION

El grupo de carbón activado, creado en el año 1985 con el objetivo de desarrollar la industria nacional del carbón activado, ha desarrollado desde entonces varias tecnologías de obtención de este tipo de producto, llegando hasta el diseño y montaje de la primera planta industrial de carbón activado en Cuba, la cual fue puesta en marcha en el año 1998. Este grupo constituye actualmente el Laboratorio de Sólidos Porosos del CIPIMM y como parte de la actividad realizada en los proyectos de investigación ejecutados, ha desarrollado también tecnologías novedosas de aplicación de estos productos, y se encamina en la actualidad a la búsqueda de nuevos materiales capaces de dar soluciones a diferentes problemas medios ambientales.

En la actualidad el empleo de sistemas de purificación con carbón activado esta muy estrechamente vinculado con el control y saneamiento del medio ambiente tanto en la fase líquida como gaseosa del planeta. Diversas industrias producen y emiten amoníaco (Refrigeración industrial, Fábricas de producción de amoníaco, Metalúrgicas, etc.) que afectan simultáneamente por efecto corrosivo las instalaciones y equipos, y por efecto contaminante al hombre y su entorno. Las regulaciones sanitarias /1,2,3/, establecen para el amoníaco una concentración mínima permisible de 50 ppm. Concentraciones superiores (300 a 698 ppm) traen consigo afectaciones principalmente del tracto respiratorio y sistema ocular en el ser humano. Niveles de NH_3 del orden 2500 a 10000 ppm provocan la muerte del ser humano desde tiempo breve a instantáneo.

La adsorción de contaminantes gaseosos en carbón activado depende en gran medida de su estructura porosa (área interna, forma y distribución del tamaño de poros) y superficie química. Para mejorar la eficiencia de purificación y eliminación de gran cantidad de gases (NH_3 , SO_2 , H_2S , Cl_2 , etc.) los carbones activados son impregnados o modificados químicamente. Así, la adsorción de NH_3 es beneficiada con la introducción de metales como son: Ni, Cu, Co, Mo, W, y grupos ácidos (H_2SO_4 y H_3PO_4), /4, 5, 6/ incorporados estos en proporciones diferentes empleando para ello disímiles métodos de impregnación. Existen otros métodos de eliminación de NH_3 como son los sistemas de burbujeo en agua, pero su efectividad es muy reducida, dado que no pueden ser empleados en locales cerrados y pequeños (oficinas, talleres y laboratorios). Son sistemas que ocupan gran espacio y trabajan con velocidades de flujo bastante reducidas. A ello debemos agregarle los elevados costos de mantenimiento de estos sistemas /5/.

Se conocen carbones activados, utilizados en máscaras antigases, diseñados específicamente para el captación de éstos y otros gases tóxicos. La fabricación de este tipo de producto constituye hasta el momento prerrogativa de países del primer mundo, comercializándose a un alto precio y formando parte de tecnologías "cerradas" comercializándose estos a un alto precio 7000 USD/t y formando parte de tecnologías "cerradas".

De acuerdo con lo antes expuesto, el objetivo de este trabajo es la obtención de diferentes materiales base carbón activado para adsorber NH_3 en fase gaseosa; los que serán sometidos a disímiles evaluaciones con vistas a seleccionar aquel o aquellos materiales que manifiesten las mejores cualidades. Se deriva de lo anterior un estudio económico y la propuesta de un prototipo de filtro para estos fines.

RESULTADOS Y DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS.

Isotermas de adsorción

Como se puede observar en las figuras 1 y 2 todas las isotermas fueron del Tipo I de la clasificación de Brunauer Este tipo de isoterma es representativo de sólidos microporosos, con superficie externa relativamente pequeña como por ejemplo los carbones activados, tamices moleculares y ciertos óxidos porosos. Al aplicar la teoría del llenado volumétrico (TLVM) en coordenadas logarítmicas a las isotermas experimentales todas dieron líneas rectas con regresiones $R > 0.994$ (figuras 3 y 4), por lo que ajustan bien a la ecuación de Dubinin-Radushkevich de un solo termino. A partir de esas rectas se calcularon las adsorciones máximas, las energías características y los radios de poros correspondientes resumidas en la Tabla I.

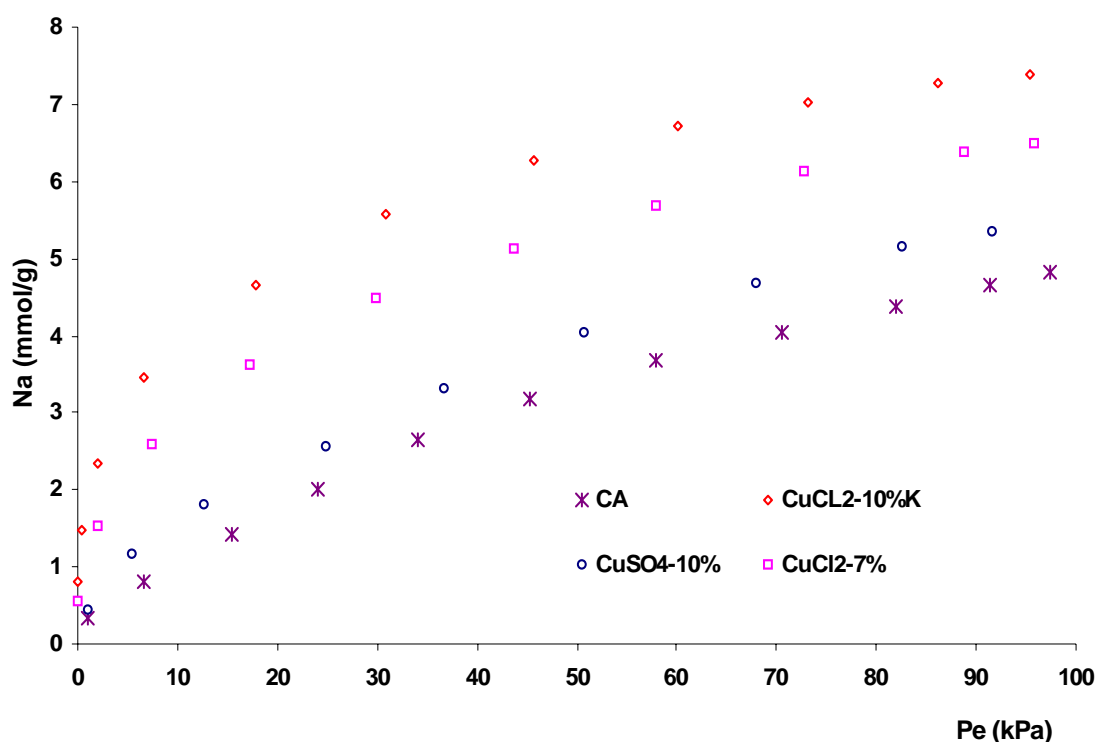


Figura-1. Isotermas de adsorción física de NH_3 a 300 K en c.a impregnados con sales.

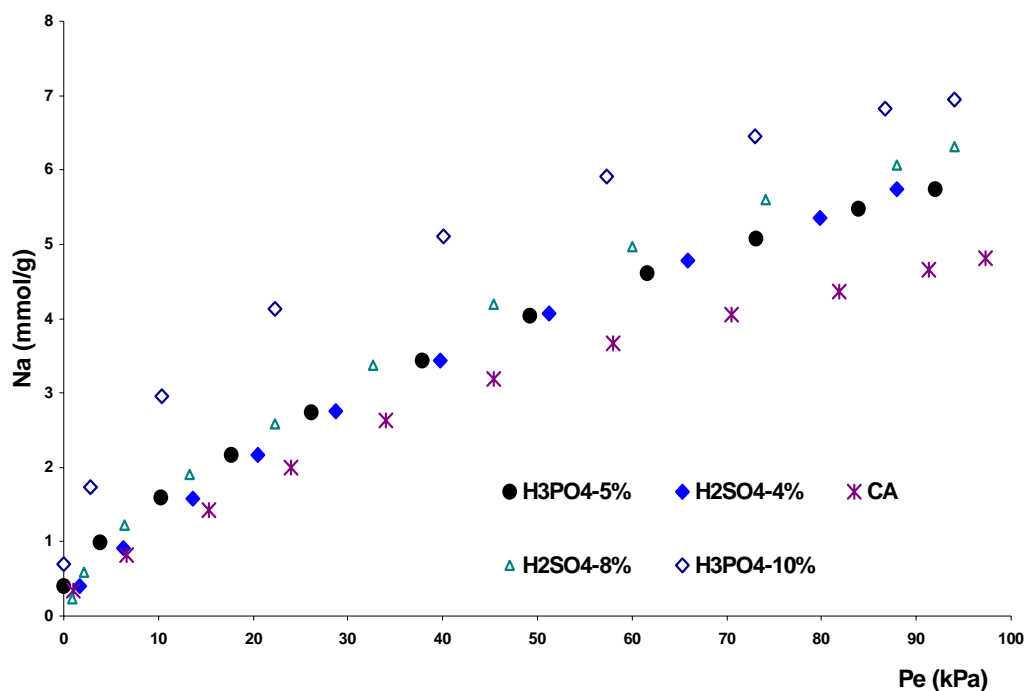


Figura-2. Isotermas de adsorción física de NH_3 a 300 K en c.a impregnados con ácidos.

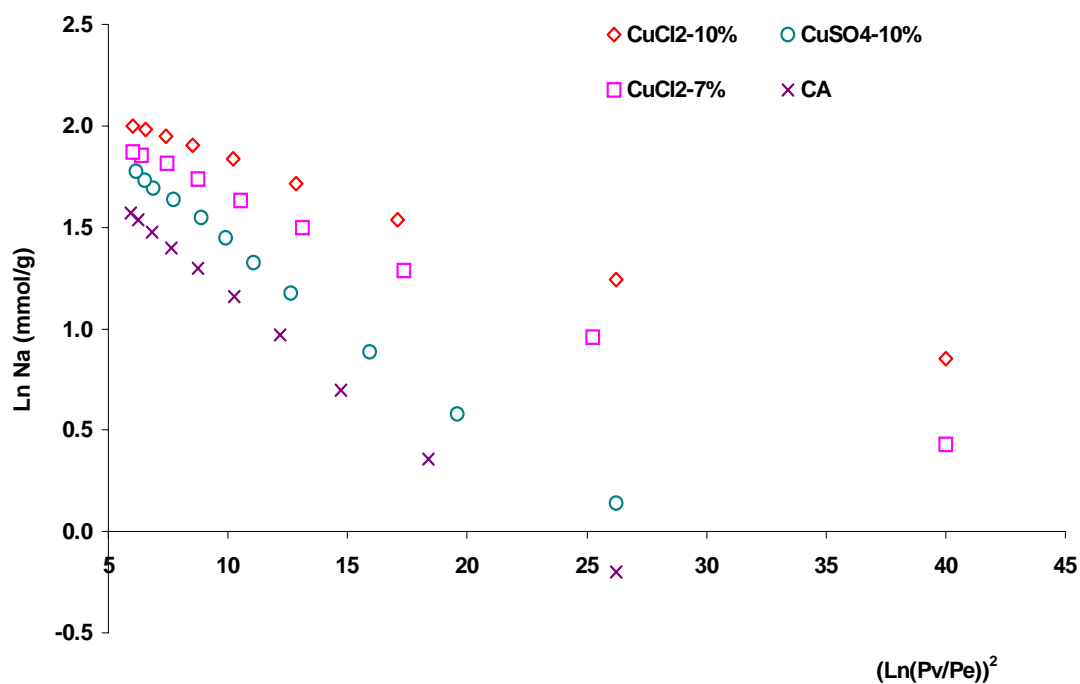


Figura-3. Isotermas de adsorción física de NH_3 a 300K en c.a impregnados con sales en coordenadas logarítmicas

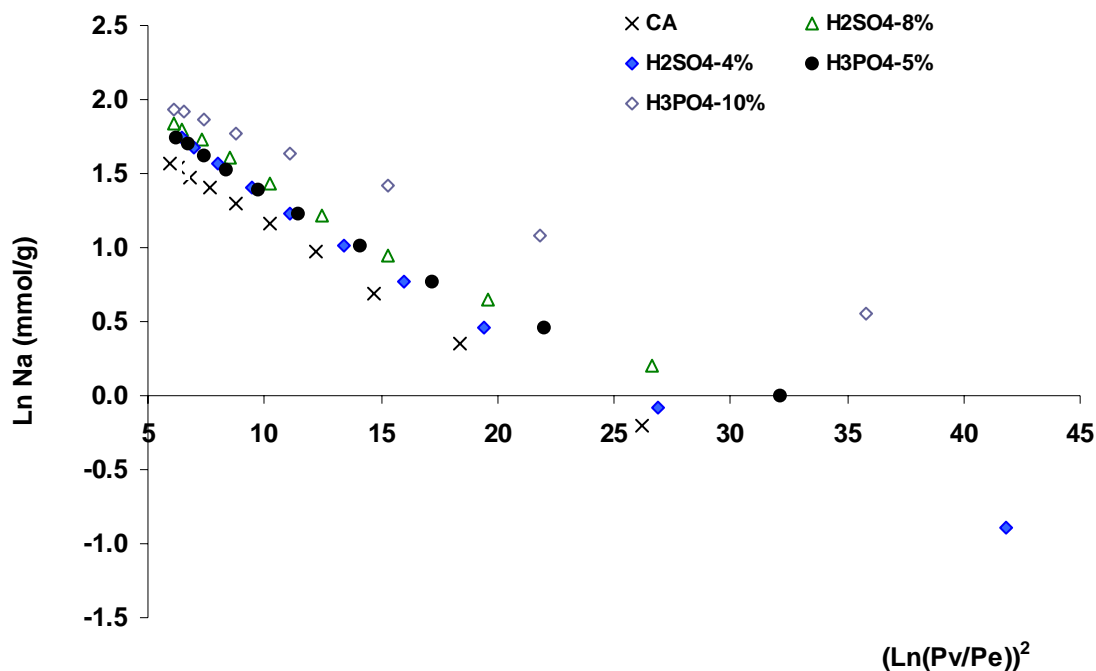


Figura-4. Isotermas de adsorción física de NH_3 a 300K en c.a impregnados con ácidos en coordenadas logarítmicas.

Tabla I.- Adsorción máxima N_m (mmol/g), Energía característica E_c (J/mol) y Radio de poro R_p (Å), Volumen de microporos V_p (cm^3/g) calculados por adsorción de NH_3 a 300 K en carbón de cascara de coco sin y con diferentes impregnantes.

Muestra	N_m	E_c	R_p	V_p
Limpio	7,97	8328	14,4	0,25
CuCl_2 10 %	8,90	13423	9,0	0,29
CuCl_2 7 %	8,70	11311	10,6	0,35
CuSO_4 10 %	8,70	8785	13,7	0,34
H_3PO_4 10%	9,80	10565	11,4	0,30
H_3PO_4 5%	13,10	6457	18,6	0,41
H_2SO_4 8%	10,80	8554	14,0	0,33
H_2SO_4 4%	15,90	5889	20,4	0,49

En la figura 5 es donde se puede apreciar el marcado efecto sobre la adsorción de NH_3 que provocan los carbones activados impregnados; ocurriendo esto a muy bajas presiones de vapor de amoníaco, aspecto este que reviste gran importancia puesto que los niveles de contaminación para este gas se corresponden con estas presiones. En la tabla II se reportan las relaciones de adsorción de los moles de NH_3 adsorbidos con respecto al carbón sin impregnar. Esta relación nos indica el número de veces que adsorben los carbones impregnados en relación con el material sin impregnar en

igualdad de condiciones, pues es erróneo considerar que es la capacidad máxima, reportada por la Ecuación de Dubinin (tabla-I), el valor a comparar en este caso.

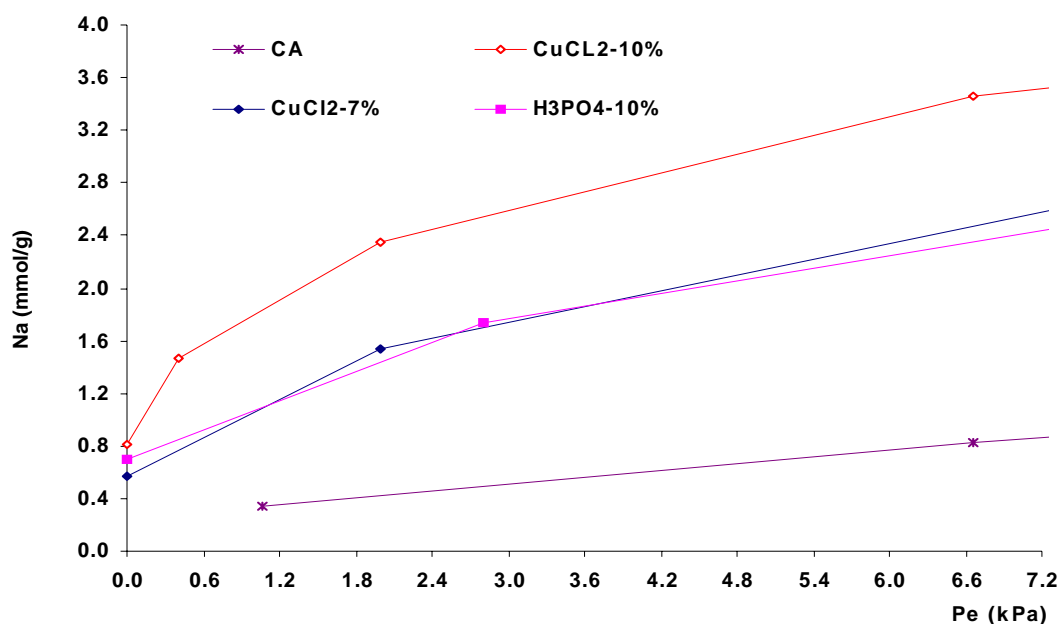


Figura-5. Comparación de las isotermas de adsorción física de NH_3 a 300K en c.a impregnados con ácidos y sales a muy bajas presiones de equilibrio.

Tabla-II. Relación de la cantidad de NH_3 adsorbido a 300 K en la zona de muy bajas presiones de equilibrio en carbón sin impregnar e impregnados.

Presión kPa	CuCl_2 -10%	H_2PO_4 -10%	CuCl_2 -7%	C.A
Relación de mmoles ads. base C.A				
0.03	(3,69)	(2,96)	(2,52)	(1)
0.06	(3,75)	(2,92)	(2,50)	(1)
0.2	(4,42)	(3,07)	(2,70)	(1)
0.4	(5,34)	(3,04)	(2,86)	(1)
0.8	(5,67)	(3,70)	(3,17)	(1)
1.2	(5,33)	(3,30)	(3,30)	(1)
2	(5,95)	(3,63)	(3,92)	(1)

Adsorción dinámica de amoníaco.

El estudio de la adsorción dinámica permite hacer comparaciones entre materiales adsorbentes que muestran características tanto granulares como química físicas diferentes bajo condiciones de flujo. En la tabla- III, se resumen los resultados más interesantes involucrados en este experimento. El valor de R refleja el número de veces que los materiales impregnados adsorben más NH_3 que el carbón sin impregnar (C.A-SI). Los materiales impregnados CA- CuCl_2 (10%) y CA- H_3PO_4 (10%) tienen 4.62 y 5.05 mayor capacidad de adsorción dinámica que el carbón sin impregnar; lo que

corroborar los resultados obtenidos durante el estudio de las isothermas de adsorción. Estos resultados determinan la calidad técnica de estos materiales, no así su efectividad desde el punto de vista económico. De ahí que sea necesario considerar si son o no reproducibles estos materiales industrialmente.

Tabla-III. Relación de parámetros más importantes del estudio dinámico de adsorción.

Tipo de carbón activado	Pendiente de la recta (m)	R ²	N _o (gNH ₃ /cm ³ c.a)	Relación de adsorción (R)
CA-SI	1.6	0.987	0.021	1.00
CA-CuCl ₂ (10%)	7.46	0.979	0.097	4.62
CA-H ₃ PO ₄ (10%)	8.15	0.985	0.106	5.05

CA-SI: carbón sin impregnar, N_o: es la capacidad dinámica de adsorción, R: relación de adsorción tomando como denominador la N_o del CA-SI.

Análisis económico

La información que se brinda a continuación en la tabla IV es el resultado de considerar parámetros como: inversión (66204 USD), costos de producción (para 300 t de producto) y valor presente neto (VAN). Esto permitió definir los precios de venta que aquí aparecen considerando para ello el costo de producción más el 10% de este. Este estudio nos revela que el material de mejores cualidades es el CA-H₃PO₄ (10%), tanto desde el punto de vista técnico como económico. Existiendo una diferencia marcada de 2464 USD entre el material importado y el CA-H₃PO₄ (10%)

Tabla-IV. Comparación de precios y diferencias entre los carbones de producción nacional. (*Valor equivalente no es más que la afectación del precio de venta del material de menor capacidad de adsorción dinámica por el factor R en cada caso que corresponda).

Tipo de carbón	R	Precio de venta (USD)	Valor equivalente* (USD)
CA-SI	1	1220	1
CA-CuCl ₂ (10%)	4,62	7487	5636 (CA-SI)
CA-H ₃ PO ₄ (10%)	5,05	4536	6161(CA-SI)
CA-H ₃ PO ₄ (10%)	1,09	4536	8184 (CA-CuCl ₂ /10%)

Diseño y construcción del filtro de c.a (H₃PO₄/10%).

Construcción del prototipo de filtro de carbón activado

El filtro de carbón activado consta principalmente de los componentes listados en la tabla V. En el grafico-7 se muestra su dimensionamiento. La caída de presión en este diseño es despreciable. Mostrando gran sencillez constructiva, por lo cual se consideró conveniente adoptar este diseño.

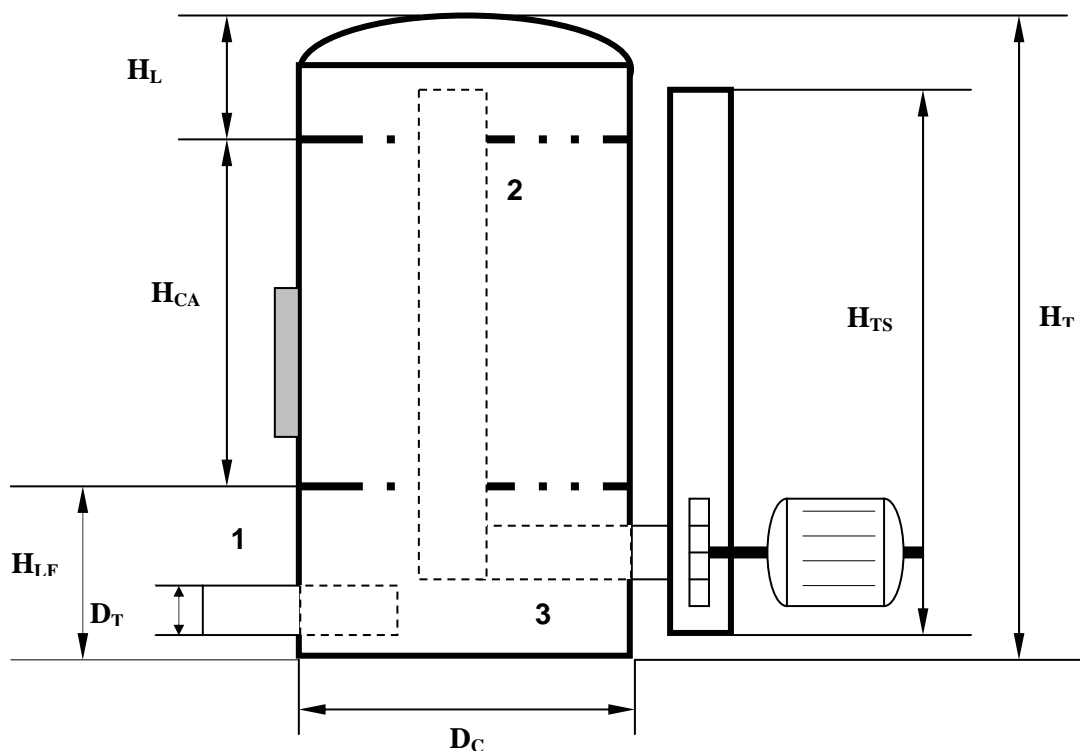


Figura-7. Dimensionamiento y partes principales del filtro de c.a

Tabla V. Características fundamentales del filtro de carbón activado para la adsorción de NH_3 .

Parámetros	Nomenclatura	Valor
Peso de c.a	P_{CA}	89 kg
Volumen de c.a	V_{CA}	0.159 m^3
Altura del lecho de carbón activado	H_{CA}	0.83 m
Altura del tubo de salida	H_{TS}	1.25 m
Altura libre del tope	H_L	0.2 m
Altura libre del fondo	H_{LF}	0.22 m
Altura del tubo central de succión	H_{tcs}	0.9 m
Diámetro del tubo 1,2,3	D_T	0.5 m
Diámetro interior del filtro	D_C	0.066 m
Potencia instalada del motor	P_i	$< 1/8 \text{ hp}$
Impelente tipo turbina		

Nota: los que aquí se proponen pueden estar sujetas a cambios

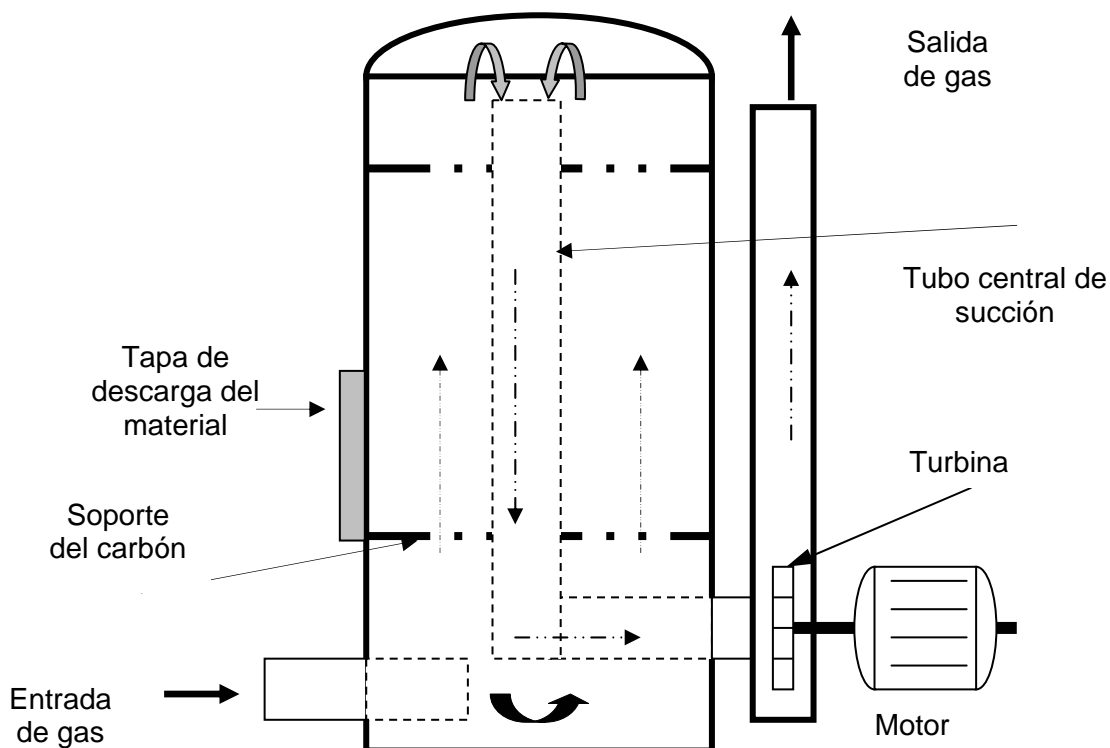


Figura-8. Sistema de circulación de los gases por el interior del filtro.

CONCLUSIONES

- 1.- La ventaja de la impregnación radica en que permite elevar la capacidad de adsorción del carbón activado a bajas presiones de equilibrio donde la concentración de este gas causa daños a la salud del hombre.
- 2.- Las capacidades de adsorción dinámica de los carbones impregnados con $\text{CA-H}_3\text{PO}_4/10\%$ y $\text{CuCl}_2/10\%$ superan en 5.05 y 4.02 veces respectivamente la del carbón activado sin impregnar, lo que indica las ventajas técnicas de este proceso.
- 3.- Solo es factible la producción de $\text{CA-H}_3\text{PO}_4/10\%$ para la adsorción de NH_3 con un precio de venta por tonelada de 4536 USD y 3696.9 MN, que es competitivo con relación al precio del carbón activado de importación de 7000 \$/Ton.
- 4.- El prototipo de filtro que se propone es del tipo columna de cama fija con un costo de producción de 650 USD y 950 MN.

BIBLIOGRAFÍA

- Kirk Othmer, Encyclopedia of Chemical Technology, third edition, 1983
- N. Irving Sax, Dangerous Properties of Industrial Materials, p.402, 1945.
- Catálogo Dräger, Técnica de medidas de gases, 1986.
- Morris B. Jacobs, The Analytical Chemistry of Industrial Poisons, Hazards and Solvent. Second Edition, 1949.
- K.D. Henning and S. Schafer, Impregnated activated carbon for environmental protection, p.1-2,1998.
- Milan Smisek and Slavoj Cerny. Active Carbon, Manufacture, Properties and Applications, p.189,(1970).
- T. Wigmans. Aspectos Industriales de la producción y uso de carbones activados. Norit Activated Carbon. Carbon, Vol.27 No.1 pag. 13-22 (1989).
- YA. Guerasimov, V. Dreving, E. Erimin, A Kiselov y otros, Curso de Química-Física, Tomo II, 1971.
- B. V. Nekrasov, Química General,p.256, 1981.
- IUPAC, Manual of Symbols and Terminology, Appendix 2, Part 1, Colloid and Surface Chemistry, Pure and App. Chem., 31, 578(1972)
- Mark W. Ackley, Residence Time Model for Respirator Sorbent Beds, American Industrial Hygiene Association. J. 46 (11): 000-000 1985.
- Robert. H. Perry, Chemical Engineers Handbook, sixth Edition 1984.
- Annual Book of ASTM Standards, Refractories, Carbon and Graphite Products, Activated Carbon, section 15, vol. 15.01, 1993.
- F. Burriel, P. Lucena y S. Arribas, Química Analítica Cualitativa, 5^{ta} Edición 1965.
- Datos reportados por el Laboratorio de Análisis Químico del CIPIMM (2002).
- J.E.Furniss and A.J.weir. Suffliffe Speakman Carbons LTD. Active Carbon specification, (1985).

INFLUENCIA DE LA TEMPERATURA Y EL TIEMPO EN LA POROSIDAD DE UN PRECURSOR BASE CARBÓN ACTIVADO PARA TAMIZ MOLECULAR

Rubén Aja Muñiz⁽¹⁾, Carlos Mafull⁽¹⁾, Aramis Fernández⁽¹⁾, Casto Rafael Castillo⁽¹⁾, Miguel Anaya⁽¹⁾, De las Pozas C.⁽²⁾, Idalberto García⁽¹⁾, Reinier Castillo⁽¹⁾, Niurka Cortes⁽¹⁾

(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica. Carretera Varona #12028 Km 1 ½, Capdevila, Boyeros, Ciudad de La Habana, Cuba, e-mail: cipimm@ip.minbas.cu

(2) Instituto de Materiales y Reactivos (I.M.R)

RESUMEN

El presente artículo se determinaron los modelos matemáticos que relacionan la influencia de las variables temperatura y tiempo sobre el radio de poros, volumen de poros, resistencia y rendimiento partiendo de los datos obtenidos experimentalmente. Este precursor fue caracterizado por adsorción de nitrógeno a 79 K y la interpretación de las datas de adsorción por la ecuación de BET.

Las ecuaciones no codificada obtenidas del análisis estadístico son:

Radio Poros (nm) = $-0,270658 + 0,00713947 \cdot T - 0,0301681 \cdot tpo - 0,00000505263 \cdot T^2 + 0,000005 \cdot T \cdot tpo + 0,000152632 \cdot tpo^2$.

Volumen poros (cm³/g) = $9,77283 - 0,0215333 \cdot T + 0,0122056 \cdot tpo + 0,0000118 \cdot T^2 + 0,000005 \cdot T \cdot tpo - 0,000124444 \cdot tpo^2$.

Rendimiento (%) = $940,071 - 1,94808 \cdot T + 0,941528 \cdot tiempo + 0,00108 \cdot T^2 - 0,00109167 \cdot T \cdot tpo - 0,00236111 \cdot tpo^2$.

Resistencia (%) = $-1328,93 + 3,01649 \cdot T + 5,2163 \cdot tiempo - 0,00163232 \cdot T^2 - 0,00495167 \cdot T \cdot tpo - 0,0072731 \cdot tpo^2$.

Estos modelos pronostican que la mejor condición para obtener un precursor de carbón activado como base en la obtención de un tamiz molecular es a la temperatura de 850°C y tiempo de 60 min.

Rendimiento	Resistencia	Radio poro	V. microporo
(%)	(%)	(nm)	(cm ³ /g)
63	89	1,11	0,768

Los resultados alcanzados cumplen de manera satisfactoria los requerimientos establecidos para los objetivos propuestos

SUMMARY:

The mathematical models that correlate the influence of temperatura and time variables over pore radio, volume, hardness and yield, were determined in this work, considering the data obtained in the experiments.

This precursor was characterized by nitrogen adsorption at 79 K and the interpretation of the adsorption data by the BET equation.

The non codified equations obtained from statistical analysis were:

Pore radio (nm) = $-0,270658 + 0,00713947 \cdot T - 0,0301681 \cdot t - 0,00000505263 \cdot T^2 + 0,000005 \cdot T \cdot t + 0,000152632 \cdot t^2$.

Pore Volume (cm³/g) = $9,77283 - 0,0215333 \cdot T + 0,0122056 \cdot t + 0,0000118 \cdot T^2 + 0,000005 \cdot T \cdot t - 0,000124444 \cdot t^2$.

Yield (%) = $940,071 - 1,94808 \cdot T + 0,941528 \cdot t + 0,00108 \cdot T^2 - 0,00109167 \cdot T \cdot t - 0,00236111 \cdot t^2$.

Resistance (%) = $-1328,93 + 3,01649 \cdot T + 5,2163 \cdot t - 0,00163232 \cdot T^2 - 0,00495167 \cdot T \cdot t - 0,0072731 \cdot t^2$.

These models prognosticate that the better conditions to obtain an active carbon precursor as a basis to produce a molecular sieve are the following : temperature – 850⁰C and residence time – 60 min.

The characteristics of the active carbon obtained were:

Yield (%)	Resistance (%)	Poros radio (nm)	Microporo V. (cm ³ /g)
63	89	1,11	0,768

The results obtained fulfill in a satisfactory way the requirements established for the objectives proposed.

INTRODUCCIÓN

Actualmente el carbón activado puede ser producido a partir de cualquier material rico en carbono, pero sus propiedades estarán muy influenciadas por la naturaleza de la materia prima con que es producido y por las condiciones del proceso de activación. Entre las principales fuentes se destacan: carbón mineral, cascarón de coco y madera. De estos el cascarón de coco produce un producto final granulado, con buena dureza, un volumen uniforme y alta porosidad, lo cual lo hace ser muy cotizado para la eliminación de productos químicos contaminantes del medio y para la separación y purificación de mezclas gaseosas.

En algunas separaciones, por ejemplo O₂/N₂ del aire a temperatura ambiente se consiguen muy buenos resultados con tamices moleculares base carbono (TMC), que basan su acción en la mayor rapidez de difusión del oxígeno a través de la red de microporos. Los TMC se definen como materiales carbonosos, microporosos, amorfos, con anchuras de poros similares a las dimensiones de moléculas pequeñas y distribuidas en intervalos estrechos.

Muchos fabricantes comerciales han utilizado diferentes precursores, métodos de carbonización y procedimientos de activación para producir una gran variedad de carbones para las aplicaciones de separaciones de gases. En nuestro trabajo utilizaremos como precursor principal el cascarón de coco y como método principal la activación Física o Gaseosa. El objetivo del mismo es relacionar dos de los parámetros principales del proceso de activación con la porosidad y algunas de las características físico-química de los carbones activados obtenidos y determinar la condición más adecuada para obtener un precursor base en la obtención de un carbón grado tamiz molecular

ASPECTOS TEÓRICOS.

Aspectos teóricos de la caracterización.

El carbón activado es un material que se prepara en la Industria para que posea una elevada superficie interna y así poder adsorber (retener sobre su superficie compuestos muy diversos, tanto en fase gaseosa como en disolución (1).

La evaluación cualitativa de la estructura de poros es crucial en el diseño y aplicación de carbón activado para la adsorción y catálisis. Es bien conocido que la estructura de poros (volumen de poros, área superficial y distribución de tamaño de poros) juegan un papel importante en la adsorción de un gas en el carbón activado. En general, los microporos (tamaño inferior a 2 nm) le confieren la elevada superficie y capacidad de

retención, mientras que los mesoporos (tamaño comprendido entre 2- 50 nm) y macroporos (tamaño superior a los 50 nm) son necesarios para retener moléculas de gran tamaño, como pueden ser los colorantes o coloides y para favorecer el acceso y la rápida difusión de las moléculas a la superficie interna del sólido (1, 2,3).

De manera general los investigadores concuerdan en que la capacidad de adsorción de un carbón activado depende grandemente de la cantidad de microporos que están presentes en el sólido.

El cambio de rango en estas propiedades entre varios carbones granulares depende del tipo de materia prima usada, del camino de obtención de éste y de las condiciones del proceso de activación (4).

Mediante el control de los parámetros del proceso de activación, se puede favorecer el desarrollo de una estructura porosa determinada. Esto está estrechamente relacionado con el tipo de materia prima y equipamiento empleado para la producción del carbón activado, los cuales varían en un rango amplio, por lo que resulta difícil establecer normas generales que describan la relación entre las variables del proceso y la estructura porosa desarrollada.

Es un mal concepto que la porosidad en los carbones es una serie de tubos o hendiduras interconectadas [5]. Un concepto más realista considera que los átomos de carbono del carbón sólido poroso forman una red tridimensional covalentemente dentro de la cuál enlazada pueden reconocerse disposiciones imperfectas del tipo lamellar (LCM, son capas de átomos de carbón aproximadamente paralelas). Esta red es de baja densidad ($\sim 1\text{gcm}^{-3}$), y son los elementos de volumen (de densidad de electrón cero) entre los átomos de carbono los que determinan la microporosidad. Como estos elementos de volumen existen entre los átomos de carbón ellos tienen el tamaño de los átomos y moléculas. Por lo tanto, la “estructura” de la red del átomo de carbón y la “estructura” de la microporosidad están íntimamente relacionadas [6]. Las interconexiones entre la microporosidad son de varios tamaños y como significativo, las interconexiones son ellas misma parte del sistema microporoso.

Hay un punto importante cuando se discute el desarrollo de la porosidad durante la activación física. Aunque el volumen para diferentes rangos de porosidad puede incrementar con el incremento del quemado hasta niveles muy altos de activación, la producción a escala industrial de carbón activado está dominada por el compromiso entre el desarrollo de la porosidad y el rendimiento del proceso [7] .

En términos generales, la microporosidad está asociada con el área superficial de BET (Brunauer-Emmett- Teller) y tiene una aplicación relevante en el caso que la adsorción de pequeñas moléculas sea un requerimiento predominante.

La forma de la ecuación de BET más frecuentemente usada es la siguiente:

$$p/p_0 (P^0 - P) = 1 / c.n_m + (c - 1) / c.n_m * p/p_0 \quad (1)$$

Donde:

n = Es la cantidad molar a la presión relativa p/p_0 .

n_m = Es la cantidad de adsorbente requerida para cubrir la superficie como una monocapa (la capacidad de la monocapa).

c = Es una constante adimensional la cuál está relacionada con la energía de adsorción.

La estructura de poros en el carbón activado fue estudiada por adsorción y desorción de N₂ a 77 K. El área superficial aparente se determinó por el método BET (Brunauer-Emmett-Teller), y el volumen de microporos por la ecuación de Dubinin – Radushkevich

DESARROLLO DE LA INVESTIGACIÓN.

Materias primas utilizadas.

Como materia prima se emplearon carbones activados de cascarón de coco obtenidos mediante activación física en hornos tipo botella. Estos carbones fueron sometidos a una etapa de molienda para su análisis por adsorción de nitrógeno a 77 K. Las pruebas fueron realizadas en el Instituto de Cerámica y Vidrio en España, utilizando un micromeritics TRISTAR 3000.

Estudio de la influencia de la temperatura y el tiempo sobre el proceso de activación.

En esta etapa se estudió la influencia de la temperatura y el tiempo sobre la porosidad y algunas de las características físico-químico de los carbones activados obtenidos por activación con vapor de agua. Para ello se utilizó un diseño de experimentos del tipo factorial de tres niveles (3²), el modelo matemático del polinomio que lo representa tiene la siguiente forma general:

$$Y = B_0 + B_1 X_1 + B_2 X_2 + B_{11} X_1^2 + B_{22} X_2^2 + B_{12} X_1 X_2$$

donde :

Y - Variable dependiente o Respuesta

B₀, B₁, B₂, B₁₁, B₂₂ - Coeficientes de los diferentes términos

X₁, X₂: Variables independientes

Variables	Niveles	-1	0	1
temperatura (°C)	X ₁	800	850	900
tiempo (minutos)	X ₂	60	90	120

En la ecuación el efecto de cada variable se refleja en la magnitud y signo de los coeficientes y se produce al mover la magnitud de la variable de un nivel a otro.

La matriz fue evaluada para las siguientes variables de respuesta:

- % de rendimiento.
- radio de poros nm (BET)
- volumen de poros cm³/g (BET)
- % de resistencia.

La interpretación de las datas de adsorción por nitrógeno se realizó a partir de la ecuación de BET [1, 2,8]. Los reportes fueron realizados en el Instituto de Cerámica y Vidrio en España.

RESULTADOS OBTENIDOS Y DISCUSIÓN.

Las diferentes pruebas realizadas y sus resultados se muestran en la Tabla No.I, con ellas se determinaron las ecuaciones y la influencia que ejerce cada uno de los parámetros estudiados sobre las variables dependientes seleccionadas, así como las posibles interrelaciones entre estas últimas.

Tabla-I. Resultados de la matriz de activación

Pr. No.	Temp. (0C)	t (min.)	Rend. (%)	Resist. (%)	Radio poro (nm)	V. microporo (cm ³ /g)
1	800	60	65.85	90.59	1,22	0,414
2	850	60	63.00	89.13	1,11	0,768
3	900	60	47.00	82.10	1,07	0,384
4	800	90	61.50	89.65	1,06	0,864
5	850	90	44.50	88.20	1,03	0,336
6	900	90	42.65	75.11	1,03	0,491
7	800	120	47.85	87.50	1,26	0,240
8	850	120	31.50	70.70	1,28	0,112
9	900	120	22.45	49.30	1,14	0,240
10	850	90	44.75	88.40	1,07	0,442
11	850	90	45.00	87.91	1,04	0,362

Análisis de los modelos obtenidos

La data experimental se proceso empleando un software versión 5 de Statgraphics y tabulador matemático EXCEL. También se presentan las condiciones del óptimo por variable del entorno experimental. A continuación se presentan los modelos matemáticos no codificados obtenidos para cada variable respuesta.

Radio de poro

$$\text{Radio Poro (nm)} = -0,270658 + 0,00713947 \cdot T - 0,0301681 \cdot t_{po} - 0,00000505263 \cdot T^2 + 0,000005 \cdot T \cdot t_{po} + 0,000152632 \cdot t_{po}^2$$

La varianza de la media de cada término de la ecuación puede ser observado en la Tabla No.II y Pareto gráfico-1, los que revelan para un nivel de confiabilidad de un 95%, que el radio de poro depende en gran medida del efecto cuadrático del tiempo, que influye de forma positiva sobre este, y en menor medida del tiempo y de la temperatura, influyendo esta última de forma negativa. Los demás efectos son no significativos, lo que se refleja en los valores f de Fischer y P- value >0,05.

Tabla No-II. Análisis de varianza

Interacciones	Suma de cuadrados	GL	Mean Square	F-Ratio	P-Value
A:T	0,015	1	0,015	8,13	0,0358
B:tiempo	0,0130667	1	0,0130667	7,08	0,0448
AA	0,000404211	1	0,000404211	0,22	0,6594
AB	0,000225	1	0,000225	0,12	0,7411
BB	0,0478042	1	0,0478042	25,91	0,0038
Total error	0,00922412	5	0,00184482		

Total (corr.) **0,0868909** **10**

R-squared = 89,3842 %

Standard Error of Est. = 0,0429514

Mean absolute error = 0,0252392

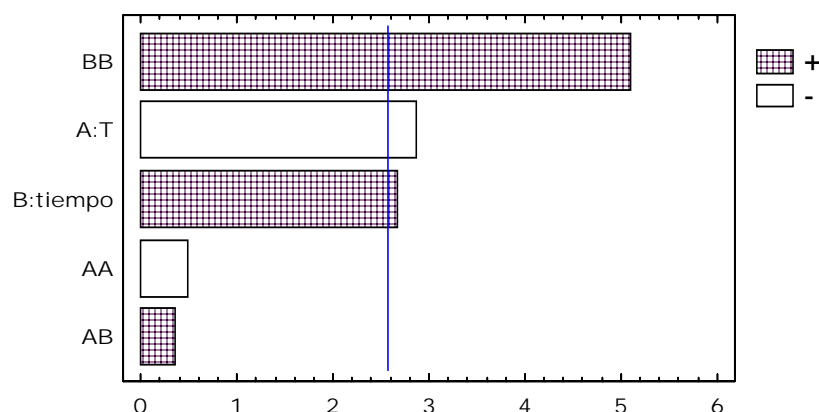


Gráfico-1. Análisis de Pareto

La optimización del entorno del experimento se realiza buscando minimizar la variable respuesta donde se obtienen los resultados siguientes.

Valor óptimo = 0,983081

Factor	bajo	alto	Optimo
T	800,0	900,0	900,0
tiempo	60,0	120,0	84,0878

Volumen de microporos

$$\text{Volumen poro (cm}^3\text{/g)} = 9,77283 - 0,0215333 \cdot T + 0,0122056 \cdot \text{tpo} + 0,0000118 \cdot T^2 + 0,000005 \cdot T \cdot \text{tpo} - 0,00012444 \cdot \text{tpo}^2$$

La varianza de la media de cada término de la ecuación puede ser observado en la Tabla No.II y Pareto (gráfico-2), los que revelan para un nivel de confiabilidad de un 85%, que el volumen de poro solo depende del tiempo de activación influyendo este de forma negativa. Los demás efectos son no significativos lo que se refleja en los valores f de Fischer y P- value >0,15.

Tabla No-III. Análisis de varianza

Interacciones	Suma de cuadrados	GL	Mean Square	F-Ratio	P-Value
A:T	0,0270682	1	0,0270682	0,56	0,4878
B:tiempo	0,158113	1	0,158113	3,27	0,1302
AA	0,0152158	1	0,0152158	0,32	0,5988
AB	0,000225	1	0,000225	0,00	0,9482
BB	0,0648533	1	0,0648533	1,34	0,2989
Total error	0,241514	5	0,0483027		

Total (corr.) **0,495082** **10**

R-squared = 51,2174 %

R-squared (adjusted for d.f.) = 2,43488 %

Standard Error of Est. = 0,219779

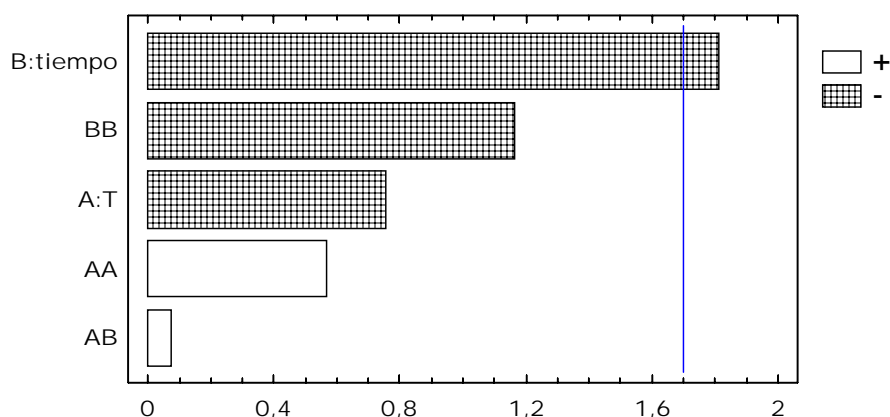


Gráfico-2. Análisis de Pareto

La optimización del entorno del experimento se realiza buscando maximizar la variable respuesta donde se obtienen los resultados siguientes.

Valor óptimo = 0,625752

Factor	bajo	alto	Optimo
T	800,0	900,0	800,0
tiempo	600	120,0	65,1077

Resistencia

$$\text{Resistencia (\%)} = -1328,93 + 3,01649 \cdot T + 5,2163 \cdot \text{tiempo} - 0,00163232 \cdot T^2 - 0,00495167 \cdot T \cdot \text{tpo} - 0,0072731 \cdot \text{tpo}^2$$

De la Tabla No.IV y del análisis por Pareto (gráfico-3) se puede observar que para un nivel de confiabilidad de un 95% la resistencia depende fundamentalmente de las variables temperatura y tiempo, y además, en menor grado de la interacción de estas y del efecto cuadrático del tiempo. Todos los efectos antes mencionados ejercen un

efecto negativo (ver pareto), lo que significa que un aumento de las mismas provocan debilidad estructural del material activado. El efecto cuadrático de la temperatura no influye significativamente.

Tabla No-IV. Análisis de varianza

Interacciones	Suma de cuadrados	Df	Mean Square	F-Ratio	P-Value
A:T	624,852	1	624,852	95,53	0,0002
B:tiempo	491,777	1	491,777	75,19	0,0003
AA	42,1872	1	42,1872	6,45	0,0519
AB	220,671	1	220,671	33,74	0,0021
BB	108,547	1	108,547	16,60	0,0096
Total error	32,7033	5	6,54066		

Total (corr.) 1571,13 10

R-squared = 97,9185 %

R-squared (adjusted for d.f.) = 95,837 %

Standard Error of Est. = 2,55747

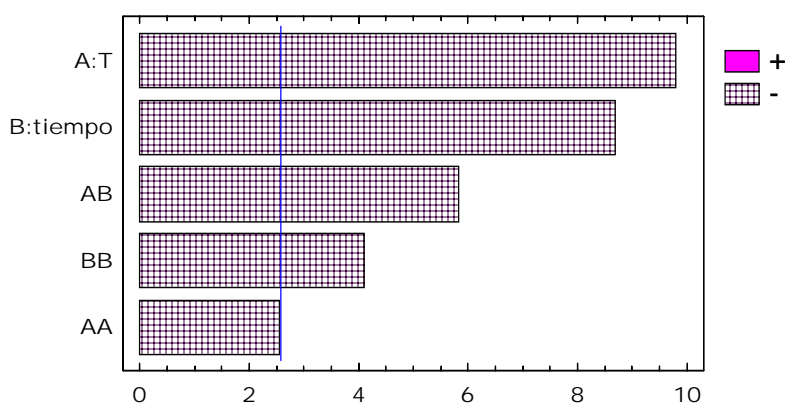


Gráfico-3. Análisis de Pareto

Valor óptimo = 93,7115

Factor	Bajo	Alto	Optimo
T	800,0	900,0	800,0
tiempo	60,0	120,0	86,2943

Rendimiento

$$\text{Rendimiento (\%)} = 940,071 - 1,94808 \cdot T + 0,941528 \cdot \text{tiempo} + 0,00108 \cdot T^2 - 0,00109167 \cdot T \cdot \text{tpo} - 0,00236111 \cdot \text{tpo}^2$$

De la Yabla No.V y del análisis por Pareto (gráfico-4) se puede observar que para un nivel de confiabilidad de un 95% el rendimiento depende fundamentalmente de las variables temperatura y tiempo (en mayor grado), con influencias negativas . Esto responde a que tanto con el incremento del tiempo como de la temperatura ocurre una perdida de material (materia volátil, quemado del carbón, etc). Se pone de manifiesto

en los resultados de p- value $>0,05$ de que la interacción de estas y el efecto cuadrático no ejercen influencia significativa

Tabla No.V. Análisis de varianza

Interacciones	Suma de cuadrados	Df	Mean Square	F-Ratio	P-Value
A:T	663,602	1	663,602	38,00	0,0016
B:tiempo	913,9	1	913,9	52,33	0,0008
AA	18,468	1	18,468	1,06	0,3509
AB	10,7256	1	10,7256	0,61	0,4687
BB	11,4396	1	11,4396	0,66	0,4551
Total error	87,321	5	17,4642		
Total (corr.)	1699,4	10			
R-squared = 94,8617 %					
R-squared (adjusted for d.f.) = 89,7233 %					
Standard Error of Est. = 4,17902					

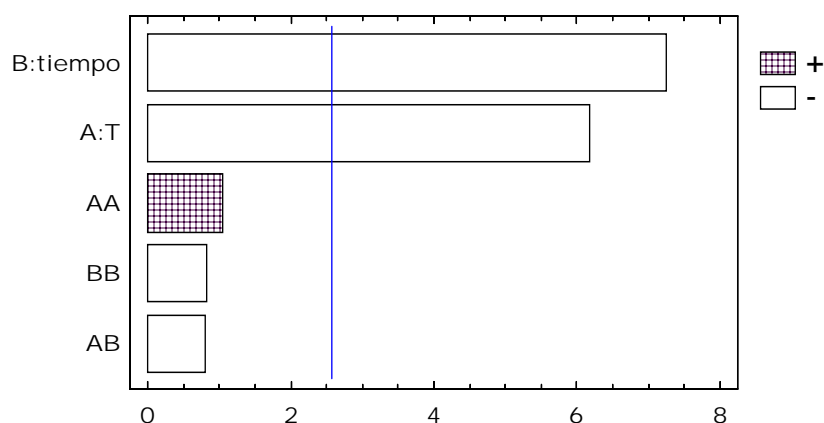


Gráfico-4. Análisis de Pareto

Valor óptimo = 68,3958

Factor	bajo	alto	Optimum
T	800,0	900,0	800,0
tiempo	60,0	120,0	60,0

Análisis del proceso de activación

En principio partiremos de establecer que la obtención de un tamiz molecular de abertura de poros entre 0.4 y 0.8 nm no es obtenido en este trabajo de forma directa. Por lo que esto presupone etapas posteriores de cerrado de los poros por otras técnicas. De hecho, en este caso, debe establecerse un fuerte compromiso de carácter técnico económico entre el radio de poro, el volumen de microporos, el rendimiento y la resistencia del material activado para estos fines.

Los materiales obtenidos (tabla I) responden a radios de poros medidos por N₂ en el rango de 1.03- 1.28 nm que corresponden a la zona inmediata superior de los microporos e inferior de los mesoporos. Es evidente que el rango de valores (mínimo a máximo) es muy estrecho, por lo que pequeños cambios energéticos pueden modificar rápidamente los mismos. En los gráficos 5 a y b se puede observar el comportamiento del radio de poro en función de la temperatura y el tiempo. Es obvio que la variante de 120 min (gráfico-5b) con cualquier combinación de temperatura es perjudicial para esta variable y también para el desarrollo del volumen de poros (gráfico 6). La tendencia a desarrollar un Rp de menores dimensiones se da en la combinación 90 min con el rango ΔT completo (gráfica-5b) apareciendo lo que pudiéramos llamar un efecto de pozo u hondonada. La variación del volumen (gráfico 6) refleja que este sigue un proceso de destrucción de la población de microporos para t=90 min. cuando va de 800°C a 850°C, moviéndose desde un valor superior a uno inferior, y para el Rp mantiene una discreta variación con tendencia a disminuir (gráfico-5a) y, todo lo contrario ocurre para t=60 min. (gráfico 6) cuando se incrementa la temperatura desde 800°C a 850°C con un desarrollo de la población de estos, puesto que parte de un valor inferior de volumen y se observa además una tendencia marcada a disminuir el radio de poro en menor cuantía que para t=90 min. (gráfico-5a). Existen dos puntos de corte común para t= 60 y 90 min. en T= 822 °C y 0.61 cm³/g beneficioso, y otro en 892°C y 0,45 cm³/g menos atractivo.

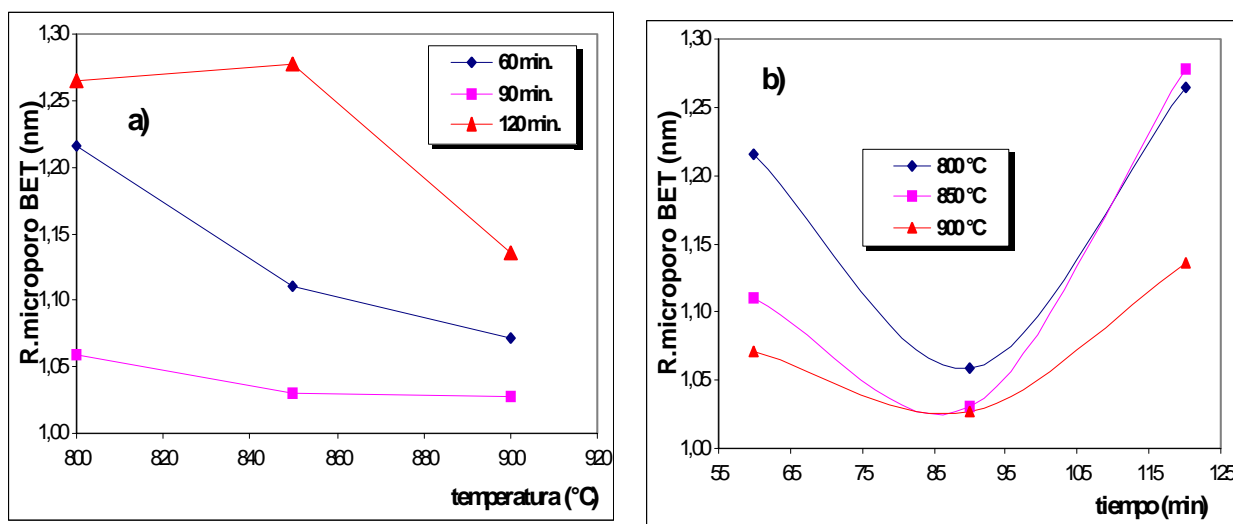


Gráfico-5. a) Variación del radio de poro en función de la temperatura de activación, b) Variación del radio de poro en función del tiempo de activación.

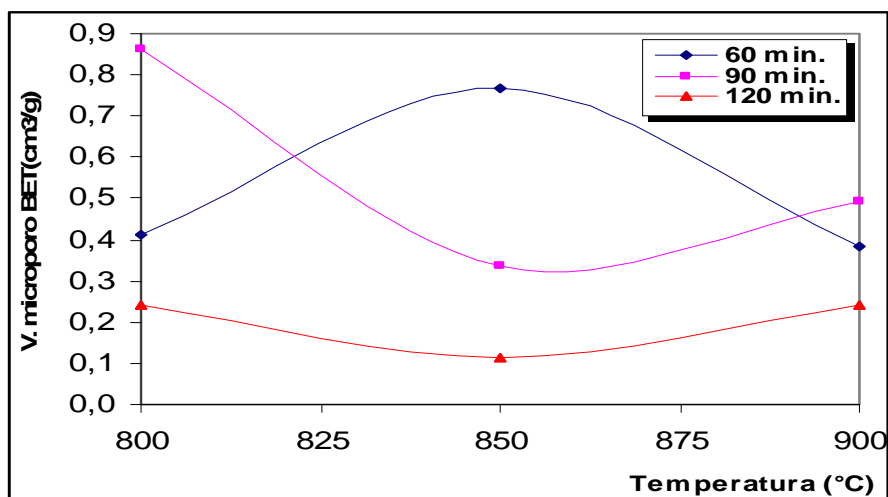


Gráfico-6. Desarrollo del volumen de microporos en función de la temperatura del proceso de activación

La resistencia (gráfico-7), vinculada a la propiedad mecánica de este material, encuentra una muy buena condición para $t=60$ min y ΔT (800 y 850 °C). Un comportamiento similar se observa para el caso de $t=90$ y ΔT (800 y 850 °C) cuya curva se solapa para este intervalo con la de $t=60$ min. Posteriormente se aprecia que cae la resistencia para el intervalo de $>850-900$ °C en ambos casos. El material de partida tiene una resistencia = 94,5%, de 25 °C hasta, por ejemplo ($t=60$ min.), 800 °C cae en 3,91% , para 850 °C cae en 4,85% y para 900 °C alcanza un valor de 7%. La fragilidad del material se incrementa en la medida que la temperatura aumenta. Siendo la combinación 120 min. y ΔT (850 y 900 °C) de gran deterioro estructural principalmente de aquella parte no gráfica del carbón que es la de mayor dureza. En este caso se alcanzan pérdidas de resistencia de 23,80 y 45,20% (ver tabla I).

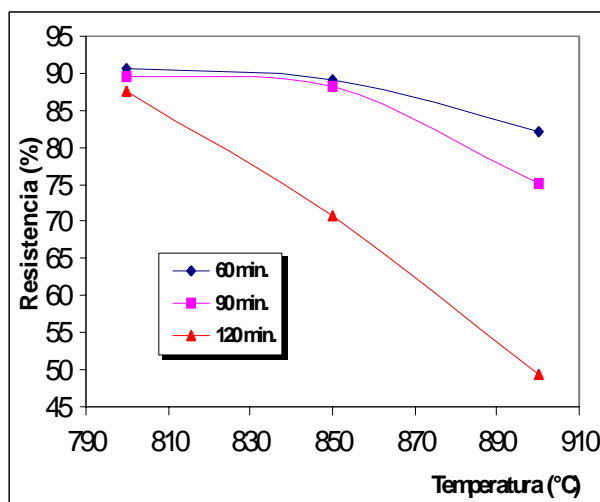


Gráfico-7. Efecto de la temperatura de activación sobre el rendimiento para diferentes tiempos de activación

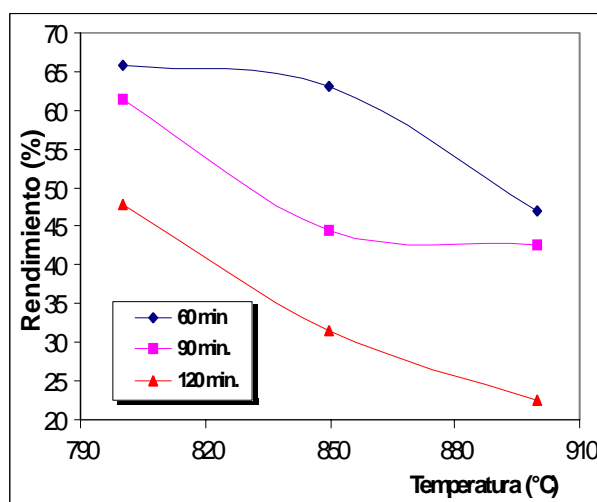
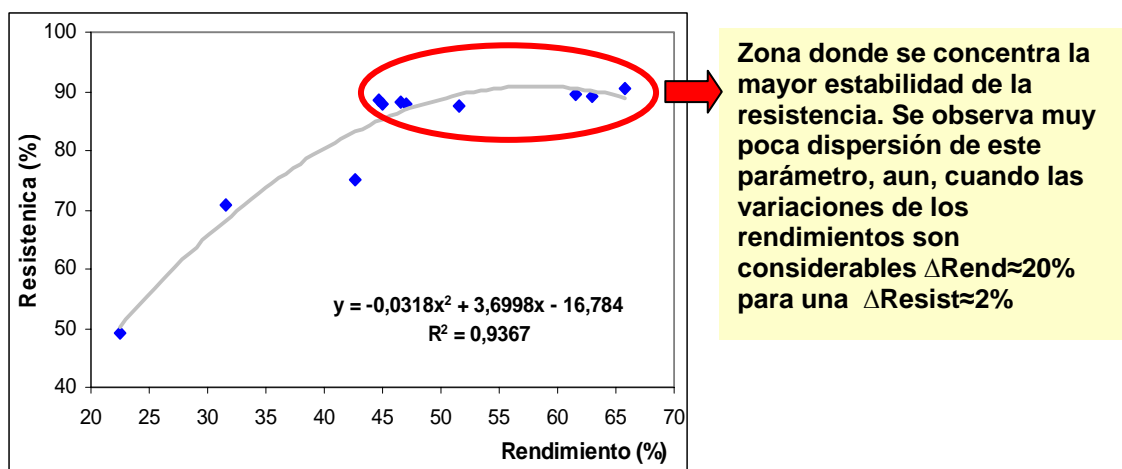


Gráfico-8. Efecto de la temperatura de activación sobre la resistencia para diferentes tiempos de activación

El rendimiento es una variable que esta vinculada con la parte económica de este producto, y encuentra las mejores condiciones para $t=60$ min. y ΔT (800 y 850 °C), y $t=90$ min. y $T=800$ °C. Es el inverso del % de quemado y por tanto tienen un vínculo muy directo con la resistencia del c.a. Tal y como se observa en las graficas 8 y 9 en la

medida que el rendimiento disminuye la resistencia lo hace prácticamente de la misma forma con el aumento de la temperatura. Este comportamiento lo podemos observar más claramente en la gráfica-9 que establece de hecho una tendencia ajustada por un polinomio de segundo orden.



Gráfica-9. Relación entre la resistencia y el rendimiento.

Podemos plantear que el material que buscamos reúne sus mejores condiciones técnicas económicas, sin hacer dependencia de los óptimos de contorno individuales, en la siguiente selección:

Temp. (°C)	t (min.)	Rend. (%)	Resist. (%)	Radio poro (nm)	V. microporo (cm³/g)
850	60	63	89	1,11	0,768

Entendemos que este material puede dar continuidad al proceso de construcción de poros y su futura aplicación en los procesos de separación y purificación de gases.

CONCLUSIONES:

1. Se corrobora un comportamiento similar a los reportados por otros autores de las variables de respuesta para este tipo de proceso.
2. Los carbones activados obtenidos responden a radio de poros en el rango de (1-1,28 nm) que corresponde a la zona inmediata superior de los microporos e inferior de los mesoporos.
3. El carbón activado seleccionado como base para un proceso posterior de construcción de los poros en función de las características hasta aquí obtenidas respondió a :

Temp. (°C)	t (min.)	Rend. (%)	Resistencia (%)	Radio poro (nm)	V. microporo (cm³/g)
850	60	63	89	1,11	0,768

BIBLIOGRAFÍA

- F. R. Reinoso, M. Molina. El carbón activado en procesos de descontaminación Universidad de Alicante 1998.
- F. Stockli, A. Guillot, A. M. Salsli . The comparison of experimental and calculated pore size distributions of activated carbons (2001).
- Conferencia de Ciencia y Tecnología de carbón activado. Universidad Alicante 1994. Origins and structure of porosity in carbons. Harry Marsh. CARBONDALE , USA, 1994. pag.4-13.
- B. Buczek, a. Swiatkowski, S. Zietek,...Adsorption properties and porous structure within granules of activated carbons with different burn off. (1999).
- Cooney, David O., Activated Charcoal in Medical Applications. 1995.
- Chand Bansal, R. and Donnet, Jean-Baptiste , Active Carbon Chapter 1, pages 1-2 (1988)
- Conferencia de Ciencia y Tecnología de carbón activado. Universidad Alicante 1994. General applications of activated carbon, water treatment. T. Wigmans Norit N. pag. 68 -77.
- Wan Monh Ashri W. D., Wan S.W. Ali, Mohd Z. S. The effects of carbonization temperature on pore development in palm-shell-based activated carbon. Universidad of Malaya 2000.
- Smisek and Cerny. Active Carbon, manufacture, properties and applications. Institute of Physical Chemistry, Czechoslovakia. 1970.



TRATAMIENTO DE RESIDUALES CON MEMBRANAS

Blasa C. Delgado, Carlos R. González y Tania Lubian Martínez y otros.

Centro de Investigaciones y proyectos de la industria Minero Metalúrgica, Varona N° 12028 Km 1 ½, Capdevila, Boyeros, Ciudad Habana, Cuba. ZIP 11600, E-Mail: blasa@cipimm.minbas.cu.

RESUMEN

La descontaminación de las aguas residuales de los procesos galvánicos, los cuales poseen contenidos muy altos de Cr y Cd, se llevara a cabo a través de membranas inorgánicas de micro-ultrafiltración, estas a lo largo de muchos años han demostrado excelentes propiedades para la separación de componentes de diferentes corrientes. La agencia de protección ambiental ha clasificado al cromo (VI) como un carcinógeno humano del grupo A, de alto riesgo. En el caso del cadmio es un elemento igualmente nocivo al mundo animal provocando graves trastornos al ecosistema.

En el presente trabajo se lleva a cabo un sistema de tratamiento combinado a través de la utilización de acomplejantes, como pretratamiento previo, y posteriormente la filtración a través de membranas. La Norma Cubana de vertimiento de aguas residuales a las aguas terrestres y al alcantarillado, plantea que para residuales líquidos a verter en alcantarillado, se debe cumplir, que el Límite Máximo Permissible Promedio (LMPP) para el cromo total es de 1,5 mg/L y para el cromo(VI) es de 0,5 mg/L. Para el cadmio es < 0,01 mg/L.

En el trabajo se concluye que el tartrato de amonio, el metabisulfito de sodio y el acetato de amonio, empleados como agentes acomplejantes, son efectivos en la reducción de los contenidos de cadmio y cromo presentes en el residual galvánico.

Las membranas cerámicas sintetizadas en el CIPIMM contribuyen al tratamiento de los residuales galvánicos, cuyos elementos contaminantes (Cr y Cd) se acomplejen previamente con diferentes concentraciones de tartrato de amonio, metabisulfito de sodio y acetato de amonio.

ABSTRACT

The decontamination of the waste water from the galvanic processes, which have high contents of Cr and Cd, will be carried out through micro-ultrafiltration inorganic membranes, which for a long time have demonstrated excellent properties for the separation of components of different flows. The Agency for Environment Protection has classified Cr (VI) as a human cancer provoker group A, i.e., high risk. In the case of Cd, it is equally toxic for the animal world, provoking serious damages to the ecosystem.

In the present work a treatment system combined through the use of acomplejantes as previous treatment and then filtration through membranes is carried out.

This work concludes that the ammonia tartrate, the sodium metabisulphite and the ammonia acetate, used as acomplejantes agents, are effective in the reduction of Cr and Cd content present in the galvanic residue. The ceramic membranes syntherized in the CIPIMM contribute to the treatment of the galvanic residues, which contaminant elements (Cr and Cd) are previously acomplejados with different concentrations of ammonia tartrate, sodium metabisulphite and ammonia acetate.

INTRODUCCIÓN

El hecho de disponer de una tecnología de producción de membranas en el país, hace posible proyectarse hacia diversas aplicaciones de la microfiltración y ultrafiltración con membranas, aunque para ello sea necesario adecuar la tecnología para obtener membranas con las características apropiadas para el uso previsto. En particular, se pretende lograr la



descontaminación de las aguas residuales de los procesos galvánicos, los cuales poseen contenidos muy altos de Cr y Cd. La agencia de protección ambiental ha clasificado al cromo (VI) como un carcinógeno humano del grupo A, de alto riesgo con un valor 1/ED 10 de 390 por $mg/Kg/día$ y un riesgo de inhalación unitario estimado en $1,2 \times 10^{-2} (mg/m^3)^{-1}$ esto es una medida de la potencia carcinogénica de un producto químico. En el caso del cadmio es un elemento igualmente nocivo al mundo animal provocando graves trastornos al ecosistema^{i,ii}. La Norma Cubana de vertimiento de aguas residuales a las aguas terrestres y al alcantarilladoⁱⁱⁱ plantea que para residuales líquidos a verter en alcantarillado, se debe cumplir, que el Límite Máximo Permisible Promedio (LMPP) para el cromo total es de 1,5 mg/L y para el cromo(VI) es de 0,5 mg/L . Para el cadmio es $< 0,01 mg/L$. El cadmio es aun más tóxico que el cromo, y según la agencia internacional de investigación del cáncer, el cadmio y sus compuestos son un potente carcinógeno^{iv}.

El uso de las membranas inorgánicas está reportado desde hace tiempo para la descontaminación de residuales de muy distinto tipo. En particular, para los residuales galvánicos se han planteado soluciones eficientes para la descontaminación de Cr y Cd en base a membranas. Mynin y Terpugov forman complejos de Cr, Ca, Sr, Cu, Ni y Co con humatos y lignosulfonatos y posteriormente hacen la microfiltración en membranas cerámicas de 0,1 μm logrando permselectividad para el Cr. Por su parte, Bodzek et al^v 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 policaprolactano, logrando retenciones de 85- 97%. También Bohdziewicz^{vi} 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 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.

La contaminación por el vertimiento incontrolado de los residuales de las plantas de tratamientos galvánicos es un asunto de la mayor prioridad en el camino hacia el logro de un desarrollo industrial sustentable. El país se ha adscrito a los principales tratados internacionales de protección del medio ambiente; se han creado los mecanismos para controlar los vertimientos, y las empresas han tomado conciencia de la importancia de establecer tecnologías limpias, no solo para cuidar la salud de su entorno, sino por las ventajas económicas que puede tener el hecho de reciclar el agua o ciertos contaminantes potencialmente reutilizables.

MATERIALES Y METODOS

Materias primas usadas en la confección de los soportes cerámicos.

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.

* arcilla con alto contenido de alúmina y usualmente también de materia orgánica, usada en cerámica como plastificante.



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 $\text{Al}_2\text{O}_3\text{-}\alpha$. 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_2 0,80; Al_2O_3 0,32; TiO_2 0,01; Fe_2O_3 0,26; Na_2O 0,36; K_2O 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_2 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.

Materias primas usadas en la síntesis de membranas.

La membrana cerámica se diseñó con una composición química y de fases tal que resistiera el ataque de las soluciones fuertemente ácidas de los residuales galvánicos; que permitiera la sinterización a temperaturas moderadas con una textura porosa esencialmente uniforme, en el rango de los 0,01- 0,5 μm .

Tabla I. Composición química de la *silica fumes* de distinta procedencia.

Componente	Sílica Española (%)	Sílica Brasileña (%)
C	6,1	
Na_2O	0,18	-
MgO	0,32	-
Al_2O_3	0,16	-
SiO_2	92,1	> 99 %
P	0,022	-
SO_3	0,28	-
Cl	0,011	-
K_2O	0,32	-
CaO	0,36	-
MnO	0,012	-
Fe_2O_3	0,095	-
ZnO	0,021	-
TiO_2	-	-

Para la síntesis de las membranas se partió de polvos de *silica fumes* altamente dispersos procedentes del CENIM-CSIC de España y de la firma ELKEM de Brasil, cuya composición química se muestra en la tabla I.

Ambas materias primas estaban compuestas fundamentalmente por cuarzo hidratado. Estas sustancias debían tener la fineza, reactividad y composición necesaria para que se cumplan las siguientes condiciones:



- Lograr la porosidad abierta necesaria.
- No sobrepasar la temperatura de quema del soporte.

Para la síntesis de las membranas cerámicas se partió de suspensiones de silica fumes de 20g/L. Las pastillas del soporte bizcochado a 1000°C durante una hora se lavaban, secaban y pesaban antes de efectuar la impregnación con la suspensión, de modo que se pudiera controlar exactamente la cantidad de polvo que se depositaba en cada experimento. La inmersión se realizaba durante 3s, dejando secar al aire la pastilla antes de efectuar la siguiente impregnación. En algunas pastillas fue necesario realizar aplicaciones puntuales de suspensión en puntos donde se observaban pequeños poros en la superficie del soporte. Cada pastilla se sometió a 8 inmersiones. Después las pastillas eran secadas hasta peso constante en una estufa a 105°C y se pesaban cuidadosamente.

Las pastillas de los bizcochos del soporte eran entonces sinterizadas de conjunto con el precursor de silica fumes de la membrana. La quema se realizó en un horno eléctrico programado Lenton a 1235 °C en un régimen de 17 h de duración con una permanencia a la temperatura final de 0,5 h.

Instalación para la microfiltración selectiva.

Los experimentos con las membranas sintetizadas en el CIPIMM fue necesario diseñar una instalación donde se llevaría a cabo la filtración.

La instalación consta de un balón de nitrógeno con regulador de presión. A continuación se encuentra un reactor de alimentación donde se almacena la solución galvánica, una llave manual para aislar el portamembranas del resto de la instalación, el portamembranas donde se ubica tanto la membrana sintetizada en el CIPIMM, como el soporte y la membrana Whatman. Después se encuentra un rotámetro GTLK A10 de la Firma Platon que opera en un rango entre 200-3000 cm^3/min con un flotante de acero inoxidable, para regular el flujo de trabajo. Al final se recoge tanto el filtrado como el rechazo en recipientes graduados por separado.

DISCUSION

Experimentos preliminares de separación de Cr y Cd.

Para el tratamiento de los residuales galvánicos primeramente se realizó la caracterización del mismo y los resultados se muestran a continuación en la tabla II.

Para llevar a cabo el estudio de este residual en el proyecto se realizó una primera determinación de las concentraciones del mismo en el Laboratorio de Caracterización de Materiales del CIPIMM en el equipo de ICP.

Hay que señalar que en dependencia de las condiciones del proceso en la "Planta Yuri Gagarin" este residual puede tener variaciones de sus contenidos de los diferentes elementos que lo componen; debido a que en esta planta existen dos cisternas: una que contiene residuales cianurados básicos y otra que contiene los residuales galvánicos ácidos, que son los estudiados en esta investigación. En esta cisterna se almacena los residuales procedentes de las cubetas de lavado y en ocasiones los baños electrolíticos donde son sumergidas las piezas metálicas antes de lavarla, debido a que los parámetros de estos baños se van de rango, y por tanto se desechan en algunas ocasiones. En estos casos el



contenido de cadmio y cromo elevan sus contenidos muy por encima de lo habitual para las aguas de lavado.

Se realizó una primera filtración del residual a través del soporte cerámico para ver la influencia de éste sobre las concentraciones de cadmio y cromo, notándose solamente una reducción para el cadmio hasta 32 *mg/L* y para el cromo hasta 430 *mg/L*; lo cual no representa una disminución significativa con respecto a la Norma de Vertimiento en el mar para este tipo de residuales, la cual prevé un Límite Máximo Permisible Promedio (LMPP) para el cromo total de 1,5 *mg/L*, para el cromo (VI) de 0,5 *mg/L* y para el cadmio de solo 0,01 *mg/L*.

Tabla II. **Resultados del análisis de la muestra del residual galvánico recibido.**

Componente	Contenido
Magnesio	10,38 <i>mg/L</i>
Cobre	68,10 <i>mg/L</i>
Hierro	2,58 <i>mg/L</i>
Niquel	5,63 <i>mg/L</i>
Cadmio	70 <i>mg/L</i>
Zinc	40,82 <i>mg/L</i>
Cromo	672,08 <i>mg/L</i>
Cloruros	No se detecta
Sólidos Totales	1196 <i>mg/L</i>
Sólidos Fijos	1620 <i>mg/L</i>
Sólidos volátiles	376 <i>mg/l</i>

Tampoco tuvo mucha influencia sobre el contenido de Cr y Cd una filtración preliminar a través de las Membranas Whatman® de 0,2 μm , obteniéndose reducciones de los contenidos hasta 32 *mg/L* para el cadmio y 480 *mg/L* para el cromo.

Como era de esperar, y se pudo observar de esta filtración preliminar tanto por el soporte cerámico, como por el soporte recubierto con el filtro miliporo; se logra disminuir el contenido del cadmio y el cromo solamente en una proporción muy poco significativa. Entonces se hace necesario emplear otro método de separación para hacer disminuir los contenidos hasta los niveles permitidos a los vertimientos.

Acomplejamiento de Cr y Cd.

Tal como se vió en la discusión de la revisión bibliográfica, un modo efectivo para elevar la eficiencia de la extracción de los elementos nocivos de un medio acuoso mediante microfiltración con membranas, es el acomplejamiento de dichos elementos con radicales de muy distinto tipo, o con resinas de intercambio; el principio general de la Retención en la fase líquida es añadir a la solución multicomponente un agente químico capaz de formar compuestos macromoleculares solamente con las especies químicas de interés. Por esta



razón se realizó un tratamiento exploratorio con acetato de amonio, tartrato de amonio, EDTA, resina catiónica de intercambio, y metabisulfito de sodio, entre los radicales más reportados y asequibles en nuestras condiciones. Los resultados preliminares se muestran a continuación en la tabla III.

Después de todos los anteriores resultados se realizó una elección de los acomplejantes a continuar estudiando para el tratamiento de estos residuales galvánicos, que incluyó al tartrato de amonio, al acetato de amonio y como agente reductor el metabisulfito de sodio, con el cual se trabajó en otros proyectos en el Centro reportándose buenos resultados en cuanto a la reducción del cromo VI a cromo III. Hay que señalar que cuando se añade el acetato de amonio ocurre una reacción donde precipita el cadmio y el cromo. En ese caso la solución se deja en reposo durante 10 minutos y se colecta el sobrenadante para someterlo a la filtración.

Tabla III. Residuales galvánicos con membranas cerámicas de filtración, partiendo de una concentración de entrada del cromo de 672,08 mg/L y de camio de 70 mg/L.

Acomplejante	C _{Acomplejante} (g/L)	Cadmio (mg/L)	Cromo T (mg/L)
EDTA (S)	5	48	490
EDTA (S + FM)	5	63	490
Resina Catiónica (S)	10	26	460
Resina Catiónica (S + FM)	10	64	490
Tartrato de amonio (S)	2,5	20	490
Tartrato de amonio (S + FM)	2,5	39	500
Acetato de amonio (S)	1	51	430
Acetato de amonio (S + FM)	1	43	430

(S= Filtración por el soporte ceramico; FM= Filtración por el filtro miliporo)

Eficiencia en la separación de los contaminantes.

Para la continuación de los estudios de los tratamientos fue necesario utilizar otra muestra de este mismo residual y por tanto se realizó una nueva caracterización del residual para determinar realmente el contenido de los metales en el mismo, arrojando los siguientes resultados:

Magnesio	= 7,09 mg/L
Cobre	= 0,12 mg/L
Hierro	= < 0,5 mg/L
Niquel	= 0,65 mg/L
Manganeso	= < 0,4 mg/L
Cadmio	= 10,72 mg/L
Zinc	= 1,17 mg/L
Cloruros	= No se detecta
Cromo	= 14,35 mg/L
Sólidos Totales	= 866 mg/L
Sólidos Fijos	= 794 mg/L
Sólidos Volátiles	= 72 mg/L



Este residual se trató con acetato de amonio en diferentes concentraciones: 0.5, 1.0, 1.5 g/L. A continuación se muestran en la Tabla IV los resultados obtenidos del tratamiento. En la tabla V se presentan los resultados obtenidos del tratamiento de los residuales galvánicos con diferentes concentraciones de tartrato de amonio: 2.5, 3 g/L; y en la Tabla VI se muestran los resultados de los tratamientos de los residuales galvánicos con metabisulfito de sodio a tres concentraciones diferentes que son: 0.3, 0.5, 1.6 g/l.

Del análisis de la tabla IV se puede observar que para el Cd el tratamiento con acetato resulta muy efectivo tanto en la precipitación directa como en la microfiltración de los complejos. Sin embargo, en el caso del Cr la precipitación no es tan alta, y la microfiltración solo es medianamente efectiva para la concentración intermedia de acetato. Llama la atención que la mayor eficiencia del tratamiento con membranas ocurre a la concentración más baja del acomplexante.

TablaIV. Tratamiento con Acetato de Amonio partiendo de una cabeza de Cromo de 14.35 mg/L y de cadmio de 10.72 mg/L. RGA_I y RGA_F es el residual galvánico tratado, antes y después de la filtración con membrana, respectivamente.

Conc. de acetato	0.5 g/L		1.0 g/L		1.5 g/L	
Muestra	Cd (mg/L)	Cr (mg/L)	Cd (mg/L)	Cr (mg/L)	Cd (mg/L)	Cr (mg/L)
RGA _I	0.91	4.21	0.52	7.25	0.6	4.21
RGA _F	0.042	3.67	0.23	2.49	0.26	3.93

Tabla V: Tratamiento con tartrato de amonio partiendo de una cabeza de Cromo de 14.35 mg/l y de cadmio de 10.72 mg/L. RGT_I y RGT_F es el residual galvánico tratado con tartrato, antes y después de la filtración, respectivamente.

Conc. de tartrato	2.5 g/L		3 g/L	
Muestra	Cd (mg/L)	Cr (mg/L)	Cd (mg/L)	Cr (mg/L)
RGT _I	0.047	4.42	0.38	4.67
RGT _F	0.038	4.11	0.17	4.61
Ef. Extracción	99.64	71.35	98.41	67.87
Ef. Membrana	19.1	7	55.2	1.2

De la tabla V puede observarse que el tratamiento con tartrato es efectivo en los niveles experimentados, produciéndose precipitaciones elevadas de Cd y algo menores de Cr; sin embargo, las miccrofiltraciones resultan nulas o poco eficientes, salvo en el caso del Cd con nivel máximo de tartrato, lo que indica que se produjo un acomplexamiento muy ligero de las especies contaminantes con este radical.

Por otra parte, en la tabla VI puede observarse que el tratamiento con metabisulfito de sodio hace precipitar una buena parte del Cd y una cantidad moderada de Cr; notándose una baja o moderada influencia sobre la microfiltración con membranas; o sea, tampoco en este caso debe concluirse que hubo un acomplejamiento apreciable del Cd ni del Cr con el metabisulfito.

Partiendo de los límites permisibles para el vertimiento de los residuales galvánicos en el mar que son de 1.5 mg/L para el cromo total y < 0.01 mg/L para el cadmio, se llega a la conclusión de que hay que continuar trabajando para lograr obtener las concentraciones deseadas, tanto para el caso del cadmio como para el cromo. Los mejores resultados hasta el momento se corresponden al caso de una concentración de 0.5 g/L de acetato de amonio en el residual galvánico

Tabla VI: Tratamiento con metabisulfito de sodio partiendo de una cabeza de Cromo de 14.35 mg/l y de cadmio de 10.72 mg/L. RGMI y RGMF es el residual galvánico tratado con metabisulfito, antes y después de la filtración, respectivamente.

Conc. de metabisulfito (g/L)	0.30		0.5		1.6	
Muestra	Cd (mg/L)	Cr (mg/L)	Cd (mg/L)	Cr (mg/L)	Cd (mg/L)	Cr (mg/L)
RGM I	0.12	5.14	0.46	8.53	0.40	7.49
RGMF	0.06	3.75	0.39	3.96	0.19	6.08
Ef. Extracción	99.4	73.86	96.36	72.4	98.22	57.3
Ef. Membrana	50	27	15.2	53.5	52.5	18.8

En este caso se obtiene un 99.6 % de eficiencia de extracción para el cadmio y un 74.42 % de eficiencia para el cromo. Se debe continuar disminuyendo la concentración de este reactivo con el objetivo de determinar si es posible aumentar la eficiencia de extracción de estos elementos.

De todos los experimentos realizados se observa el efecto adicional de las membranas sobre la reducción de los contenidos de los contaminantes. Se debe continuar optimizando el proceso en estudios posteriores para poder disminuir los contenidos de cadmio y cromo a los niveles permitidos por la norma de vertimiento.

CONCLUSIONES

1. El tartrato de amonio, el metabisulfito de sodio y el acetato de amonio son efectivos en la reducción de los contenidos de cadmio y cromo presentes en el residual galvánico.
2. Las membranas cerámicas sintetizadas en el CIPIMM contribuyen al tratamiento de los residuales galvánicos, cuyos elementos contaminantes (Cr y Cd) se acomplejen previamente con diferentes concentraciones de tartrato de amonio, metabisulfito de sodio y acetato de amonio.
3. El método de absorción de rayos-X para la determinación del espesor de las membranas de sílice sobre sustratos cerámicos es exacto y preciso.



4. La *silica fumes* tanto española como brasileña resulta efectiva como materia prima para la síntesis de membranas de ultrafiltración.

BIBLIOGRAFÍA

- Bhave, R.R. (Ed.)**, Inorganic Membrane Synthesis, Characteristics and Applications, Van Nostrand Reinhold, New York, 1990.
- Bodzek M. et al**, "Application of the hybrid complexation-ultrafiltration for removal of metal ions from galvanic wastewater", *Desalination*, 121, 117-121 (1999).
- Bohdziewicz J.**, "Removal of chromium ions (VI) from underground water in the hybrid complexation- ultrafiltration process", *Desalination*, 129(3), 227-235 (2000).
- Burggraaf, A.J., Cot L.**, Membrane Science and Technology Series, 4. Fundamentals of Inorganic Membrane Science and Technology, Elsevier, Amsterdam, 1996.
- Environment monograph Serie 104.** Risk reduction of cadmium no 5, Organization for Economic Cooperation and Development, Paris, 1994
- Flores V., Cabassud C.**, "A hybrid membrane process for Cu(II) removal from industrial wastewater", *Desalination*, 126(1-3), 101-108 (1999)
- Korngold E. et al**, "Influencing of complexing agents on the removal of metals from water by a cation exchanger", *Desalination*, 133, 83-88 (2001)
- Malott V.**, "Sprague Road Ground Water Plume Superfund Site: Proposed Plan of Action", Hector county, Texas jul/ 2000
- Marques P.A. et al**, "Removal efficiency of Cu^{2+} , Cd^{2+} y Pb^{2+} by waste brevery biomass: pH and and cation association effects", *Desalination*, 124, 137-144 (1999)
- Mynin V.N., Terpugov G.V.**, "Purification of waste from heavy metals by using ceramic membranes and natural polyelectrolites", *Desalination*, 119, 361-362 (1998).
- Norma Cubana** de vertimiento de aguas residuales a las aguas terrestres y al alcantarillado. Especificaciones. (NC XX: 1999)
- Puls R.W.**, "Natural Attenuation of hexavalent chromium", Ground Water Currents, july 1995, Issue No 12
- Vera. A**, Tesis de Maestría, Tratamiento de residuales cromados de plantas galvánicas. CUJAE, 1998
-
- Puls R.W.**, "Natural Attenuation of hexavalent chromium", Ground Water Currents, july 1995, Issue No 12
- Malott V.**, "Sprague Road Ground Water Plume Superfund Site: Proposed Plan of Action", Hector county , Texas jul/ 2000
- Norma Cubana de vertimiento de aguas residuales a las aguas terrestres y al alcantarillado. Especificaciones. (NC XX: 1999)
- Environment monograph Serie 104. Risk reduction of cadmium no 5, Organization for Economic Cooperation and Development, Paris, 1994
- Bodzek M. et al**, "Application of the hybrid complexation-ultrafiltration for removal of metal ions from galvanic wastewater", *Desalination*, 121, 117-121 (1999)
- Bohdziewicz J.**, "Removal of chromium ions (VI) from underground water in the hybrid complexation- ultrafiltration process", *Desalination*, 129(3), 227-235 (2000)



UN ENFOQUE MINERO- METALÚRGICO DE LA NANOCIENCIA Y LA NANOTECNOLOGÍA.

Alejandra Nayda Hernández Martínez⁽¹⁾, Dania Alvarez⁽¹⁾

(1)Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica CIPIMM

La nanociencia y nanotecnología constituyen una fase de desarrollo en los campos Científico Técnico, que sirven como base al fundamento de muchos fenómenos en los materiales, al desarrollo de nuevos materiales y materiales de avanzada con características funcionales y estructurales superiores a la de los materiales precursores.

En el procesamiento de los minerales, se producen transformaciones estructurales durante determinadas condiciones de molienda, se producen procesos de transformaciones químico-físicas en sistemas acuosos a niveles nanométricos. La fundamentación, medición, control, evaluación de estas transformaciones y sus efectos en los nuevos productos, así como los métodos de procesamiento, en muchos casos están en el marco de la Nano-Ciencia y la Nanotecnología y estos nos permite actuar de forma controlada sobre los minerales para obtener productos de alto valor agregado.

En este trabajo se analiza y discuten aspectos relacionados sobre estas ciencias desde un punto de vista de las necesidades y las posibilidades en la Industria Minero-Metalúrgica.



MEJORAMIENTO DE LAS PROPIEDADES DE MATERIALES CERÁMICOS TIPO CORDIERITA A PARTIR DE MINERALES INDUSTRIALES

Carlos Manuel Navarrete Martínez, A. Nayda Hernández, Ileana Cabrera, José A. Alonso, Roxana Alfonso

(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica (CIPIMM), Carretera Varona # 12028 km 1½, Capdevila, Boyeros, Ciudad Habana, Cuba. E-mail: CIPIMM@IP.MINBAS.CU,

RESUMEN

A partir de investigaciones realizadas en el CIPIMM se logró obtener material cerámico fase cordierita de hasta un 98% de pureza mediante síntesis por reacción sólido – sólido empleando en una primera etapa precursores comerciales de calidad técnica o reactivo (MgO , SiO_2 , Al_2O_3) y en una segunda etapa materias primas naturales sin modificar, obtenidas de los yacimientos Magnesita Redención, Caolín Santa Elena, Vidrio Volcánico Guarimao, Arena WestPort y Zeolita Tasajeras.

Con el apoyo de la termodinámica y los diagramas de fase en estado sólido, se optimizaron las condiciones para la cristalización de la cordierita ($2\text{MgO} \cdot 2\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 5\text{SiO}_2$) tomando en cuenta las características de las materias primas y el efecto de los principales parámetros. Según la literatura consultada y la situación actualizada del mercado internacional, se demostró la necesidad de obtener compuestos cerámicos del tipo Cordierita – Mullita, proceso conocido como la mulletización de la cordierita, con el objetivo de mejorar las condiciones mecánicas de la fase Cordierita pura obtenida a partir de materias primas nacionales,

Partiendo de la experiencia adquirida en la síntesis de materiales cerámicos y el empleo de diagramas de fase en estado sólido, se logró sintetizar ambas fases simultáneamente durante la cocción, disminuyendo la temperatura de síntesis, lo cual permitió obtener de forma más económica un producto cerámico mejorado, que por sus características supera a los tradicionales.

La caracterización de las fases obtenidas se realizó mediante Difracción de Rayos X, Microscopía óptica y ensayos para verificar la resistencia a los choques térmicos, característica relevante de este material dado su bajo coeficiente de dilatación ($<10^{-6}$ cm/cm/°C).

ABSTRACT

Based on the researches carried out by CIPIMM, we were able to obtain ceramic material phase cordierite with up to a 98% purity through synthesis by solid-solid reaction, using in a primary stage, commercial precursors of technical quality or reagent (MgO , SiO_2 , Al_2O_3) and in a second stage, natural raw materials without modification, obtained in the deposits "Magnesita Redención", "Caolín Santa Elena", "Vidrio Volcánico Guarimao", "Arena West Port" and "Zeolita Tasajeras".

With the support of thermodynamics and the diagrams of the phase in solid state, it was optimized the conditions for crystallization of cordierite ($2\text{MgO} \cdot 2\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 5\text{SiO}_2$) taking into account the characteristics of the raw materials used and the effect of the more important parameters.

According to the literature consulted and the present situation of the international market, it was demonstrated the need to obtain ceramic compounds of the type Cordierite- Mullite, process known as the mulletization of the cordierite, with the objective to improve the mechanical conditions of the phase pure Cordierite obtained.

Based on the experience acquired in the synthesis of the ceramic materials and the use of phase diagrams in solid state, we were able to synthesize both phases simultaneously during its cooking, diminishing the synthesis temperature, which permitted to obtain in a more economic way, an improved ceramic product, that due to its characteristics, is better than the traditional ones.



Phase characterization was done through the X Ray Diffraction, Optical Microscopy and assays to verify their resistance to thermal shocks, relevant characteristic of this material due to its low coefficient of dilation ($<10^{-6}$ cm/cm/°C).

INTRODUCCIÓN

La cordierita no se encuentra con abundancia en la naturaleza, por lo cual se hace necesario su síntesis industrial a nivel mundial para satisfacer las necesidades que demandan las novedosas tecnologías, debidos a sus propiedades especiales que superan a los materiales cerámicos tradicionales tales como [Moya J.S., 1998; Vila J., 1998]: bajo coeficiente de dilatación, alta resistencia a choques térmicos, resistencia a altas temperaturas en condiciones oxidantes, estabilidad mecánica y química por periodos superiores a 10 años.

Los materiales de cordierita son ampliamente utilizados en hornos de ciclo corto, soporte de catalizadores, microfiltración, pigmentos y esmaltes cerámicos, empaquetamiento electrónico, entre otros usos. El mercado de cordierita en muebles de hornos de ciclo corto es cada vez más creciente y desde el 2002, cuando era de \$186 000 000, se estima un crecimiento de hasta \$211 000 000 para el 2007. En los últimos años ha existido un marcado incremento de la demanda en el Lejano Oriente incluyendo Taiwán, Corea del Sur, Filipinas y la India.

La cordierita y los vidrios cerámicos base cordieritas poseen malas propiedades mecánicas, por lo que se requieren otras fases para mejorarlas. Debido a las excelentes propiedades mecánicas de la mullita ($3\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2$) se emplea como fase de refuerzo en la matriz de cordierita, las cuales son difíciles de sintetizar [Cameruci, M.A., 1998; De Aza, S., 1997].

En el CIPIMM se desarrolló una tecnología para la obtención de cordieritas [Navarrete, C.M.; 1998; Hernández, A.N., 2000; Navarrete, C.M., 2002; Navarrete, C.M., 2003] estudiando el efecto de variables como temperatura y régimen de síntesis, granulometría de precursores, aditivos y tipo de mezcla, confección de briquetas, entre otras, logrando obtener cuerpos cerámicos con contenidos de fase cordierita de hasta 98% a partir de minerales cubanos.

Partiendo de estos resultados alcanzados y la necesidad de mejorar las propiedades mecánicas de los cuerpos cerámicos primarios obtenidos y manteniendo aquellas propiedades que la distinguen como material cerámico con características superiores a las tradicionales, es el objetivo del presente trabajo la obtención de cuerpos del tipo cordierita – mullita con materias primas naturales nacionales.

MATERIALES Y MÉTODOS

Para evaluar la posibilidad de producción nacional de materiales de cordierita – mullita mediante sinterización por reacción sólido – sólido, por la técnica convencional de mezcla de polvos, más económica y establecida en nuestra industria cerámica y refractaria, lo que mejora las propiedades mecánicas de los productos ya obtenidos, partimos de la composición química de nuestros minerales industriales naturales como precursores, para obtener la mezcla adecuada mediante la predicción del comportamiento según el diagrama de fases en equilibrio del sistema $\text{SiO}_2 - \text{MgO} - \text{Al}_2\text{O}_3$, el balance de los componentes en el sistema y el mismo procedimiento con el cual se obtenían las composiciones con elevados contenidos de cordieritas de hasta 98%.

La composición de las materias primas de los minerales industriales se presentan en la Tabla I.



Tabla I. Composición química de los precursores empleados (%)

Precursor	MgO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	CaO	TiO ₂	Na ₂ O	K ₂ O	PPI
Magnesita	33.94	2.77	19.17	2.31	4.04	--	0.34	0.14	38.8
Caolín	0.09	36.72	43.12	1.82	0.13	0.11	0.03	0.60	13.4
Arena Sílice	0.001	0.15	99.04	0.18	--	--	--	--	--

Una variable de gran importancia para la síntesis por reacción sólido – sólido mediante la técnica de polvos es la homogeneidad de las mezclas precursoras, lo cual depende directamente de la fineza de los materiales empleados y favorece la cinética de reacción, por lo que según los resultados de nuestras investigaciones, la granulometría óptima, y empleada en este caso, es la que se reporta en la Tabla II.

Tabla II. Granulometría de los precursores empleados

Precursor	Granulometría (mm)
Magnesita molida	-0.1
Caolín levigado	-0.02
Arena sílice clasificada	-0.1 (83%)

Para obtener cordierita estequiométrica (2MgO.2Al₂O₃.5SiO₂), la mezcla precursora se preparó: 14% MgO, 35% Al₂O₃ y 51% SiO₂. Para obtener la mezcla de cordierita – mullita en el producto sinterizado final, con una relación 1:1, la composición estequiométrica es 0.5(2MgO.2Al₂O₃.5SiO₂) 0.5(3Al₂O₃.2SiO₂), por lo que la mezcla precursora para cordierita – mullita se prepara como se indica a continuación: 8.9% MgO, 56.8% Al₂O₃ y 34.3% SiO₂.

El mezclado se realizó en un equipo de homogenización de polvos durante el tiempo óptimo estudiado y posteriormente se pasa al proceso de prensado o extrusión para la formación de briquetas (Ø25mm y espesor 5mm), en el cual se adiciona un 10% de agua como agente aglomerante y se somete a prensado en frío a 100atm de presión.

La característica fundamental de las pastas para cordierita radica en el estrecho margen de temperatura de cocción del material, lo cual condiciona su obtención, pues si la cocción del material es realizada a bajas temperatura no se favorece la formación de la fase cordierita y si es muy elevada la temperatura, se descompone. Para dar solución a esta problemática se emplean arcillas y mineralizadores en las mezclas, pero estos generalmente causan afectaciones al medio ambiente o pérdidas de las propiedades de expansión térmica y eléctrica de las cordieritas, por lo que no fueron usados.

En la Tabla III se resumen los consumos de materias primas para cada tipo de material a obtener.

Tabla III. Consumo de materias primas

Materiales	Consumo (kg ó l/kg material de cordierita)			
	Magnesita	Caolín	Arena	Agua
Cordierita (>90%)	0.41	0.92	0.04	0.137
Cordierita - Mullita	0.26	0.914	0.125	0.145



El tratamiento térmico se efectuó en un horno mufla eléctrico de laboratorio de 1500°C con régimen de temperatura programable para el proceso de síntesis. De la realización de múltiples experimentos se logró obtener el régimen óptimo para la síntesis, el cual de forma general consiste en una velocidad de calentamiento de 10°C/min con mesetas intermedias a diferentes tiempos hasta llegar a la temperatura óptima de cocción de 1350°C, con tiempo de retención de 1-2 horas y enfriamiento controlado para mantener la fase cristalina formada.

Para la caracterización y evaluación del producto obtenido se realizó la identificación de las fases por Difracción de Rayos X (DRX), ejecutada por el método de polvo con un difractómetro PHILIPS PW 1710 con radiación $K\alpha$ Fe $\lambda=1.93604\text{\AA}$ y Microscopía óptica, empleando un microscopio con cámara acoplada para lo cual se utilizaron secciones pulida y secciones delgadas; además de determinó de la densidad real por el método del pignómetro y se sometió al test de resistencia a los choques térmicos.

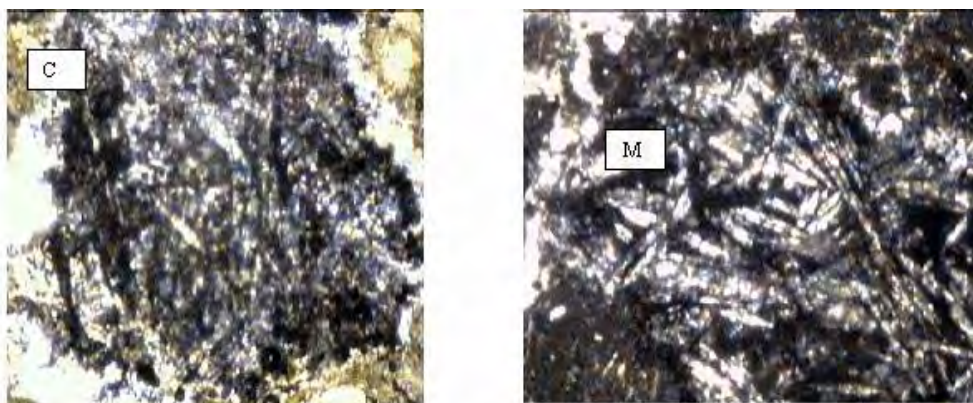
Con el objetivo de corroborar el comportamiento de la síntesis con regímenes de calentamiento a nivel industrial, se ejecutaron pruebas con briquetas de mayores dimensiones ($\varnothing 100\text{mm}$ y 20mm de espesor) y mezclas idénticas a las empleadas a nivel de laboratorio, siendo colocadas en tres zonas del horno industrial de solera móvil en la Planta ACINOX Refractarios a temperaturas que oscilaron entre 1200° y 1400°C para verificar la obtención de las fases deseadas y sus características.

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

Los resultados obtenidos a nivel de laboratorio demuestran que en todas las muestras analizadas, después de lograr preliminarmente obtener fase cordierita, las fases cristalinas detectadas por DRX fueron cordierita como fase mayoritaria, mullita y cuarzo en pequeñas proporciones.

En las secciones delgadas y pulidas se observa que la composición en general está formada por una masa microgranular a veces cristalina de cordierita y mullita en forma de cristales alargados finos en ocasiones fragmentados y rellenando cavidades, presentando diferentes porcentos de porosidad. A continuación se presentan las Figuras 1 y 2, correspondientes a la muestra 2 y figura 3 de la muestra 3.

Muestra 2. Tratamiento a 1350°C y tiempo de retención de 2 horas.



Figuras 1 y 2.- Agregados cristalinos con listones alargados en formas caótica acicular de Mullita en cavidades rodeada de un halo de Cordierita, aumento 200 \times , Nícoles X.



Muestra 3. Tratamiento a 1350°C y con meseta a 1200°C y 1 hora de tiempo de retención

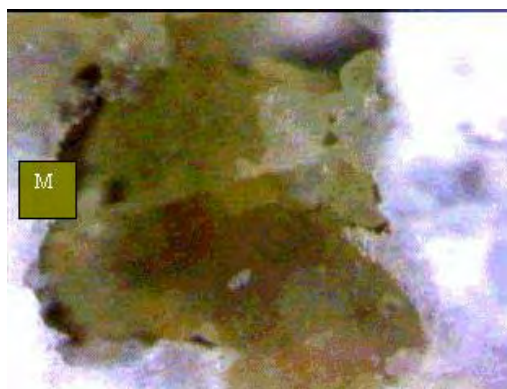


Figura 3 Abundante mineral de Mullita en una masa de Cordierita.

De las observaciones al microscopio se puede establecer que cuando las muestras son sometidas a largos tiempos de tratamiento térmico, se obtiene un grado de cristalización mayor de las fases y en general se pudo comprobar que fueron obtenidas las fases esperadas.

La determinación de la densidad real para las muestras 2 y 3 resultó ser 2.65g/cm³ y 2.64g/cm³ respectivamente. A partir de esto, asumiendo que las únicas fases presentes son cordierita y mullita dado que el contenido de cuarzo es muy pequeño, y conociendo que el valor reportado para estas fases puras es de 2.6g/cm³ y 3.05g/cm³ respectivamente, se estimó haciendo uso del método de prueba y error la composición de la mezcla resultando en ambos casos es de 91% cordierita y 9% mullita, valores próximos a las empleadas en la práctica industrial y corroborando los resultados obtenidos por difracción de rayos x y microscopía óptica.

La ecuación para el cálculo fue:

$$\%C \cdot \rho_C + \%M \cdot \rho_M = \% \text{ Material} \cdot \rho_{\text{Material}}$$

donde:

C: cordierita, M: Mullita, ρ_C : densidad real cordierita, ρ_M : densidad real mullita

Como completamiento de la caracterización de los productos obtenidos, se realizó en los laboratorios de la Planta ACINOX Refractarios análisis comparativos utilizando el material refractario producido por la planta como referencia y pruebas de resistencia al choque térmico (de 900°C a temperatura ambiente) realizadas en el CIPIMM. Los resultados se presentan en la Tabla IV.

Tabla IV. Resultado de la evaluación del producto

Muestra	Absorción (%)	ρ_{aparente} (g/cm ³)	Porosidad aparente (%)	Resistencia mecánica (kg/cm ²)	Resistencia al choque térmico (ciclos)
2	1.29	1.96	2.50	400	+ 90
3	1.73	1.94	2.61	474	+ 90
Referencia				250 - 300	+ 20

Los resultados demuestran que los materiales obtenidos tienen características adecuadas para su empleo.



Los productos de las pruebas realizadas a nivel industrial, en tres zonas del horno con mezclas idénticas a la empleada a nivel de laboratorio, fueron caracterizadas por DRX y microscopía óptica. En la Tabla V se presentan las condiciones y resultados obtenidos.

Tabla V. Resultados de pruebas industriales

Muestra	DRX	T sinterización (°C)
Z-1	Fase mayoritaria: cordierita. Fases minoritarias: Mullita y muy poco cuarzo	1200 –1300
Z-2	Fase mayoritaria: cordierita. Fases minoritarias: Mullita y muy poco cuarzo	1200 – 1280
Z-3	Fase mayoritaria: cordierita. Fase minoritaria : Mullita y no se detecta cuarzo	1200 - 1400

Como se puede apreciar, aún sin llegar a la temperatura óptima de sinterización para obtener la fase cordierita – mullita ($\approx 1350^{\circ}\text{C}$) en las tres zonas de cocción del horno industrial se logra obtener la fase deseada, no obstante se corrobora que en la zona 3 donde se alcanzan la temperatura óptima, es donde se logran solo las fases deseadas, es decir, no hay presencia de cuarzo, lo cual demuestra la máxima cristalización, aunque los materiales comerciales pueden contener minoritariamente otras fases, por lo que podemos concluir que se pueden lograr materiales tipo cordierita – mullita a temperaturas de síntesis inferiores a 1350°C .

Las Figuras 4, 5 y 6 presentan los difractogramas de las tres muestras sinterizadas en las distintas zonas del horno.

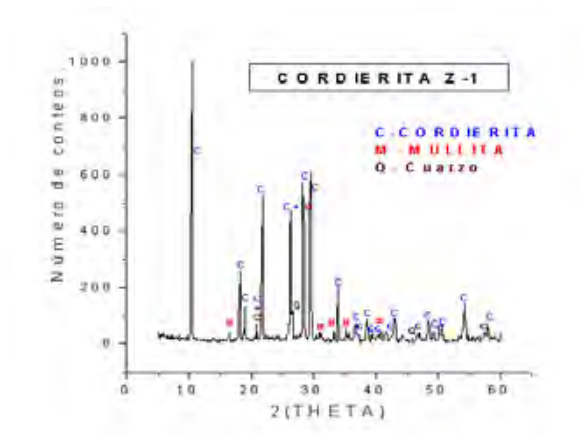


Figura 4. Difractograma de la muestra Z-1

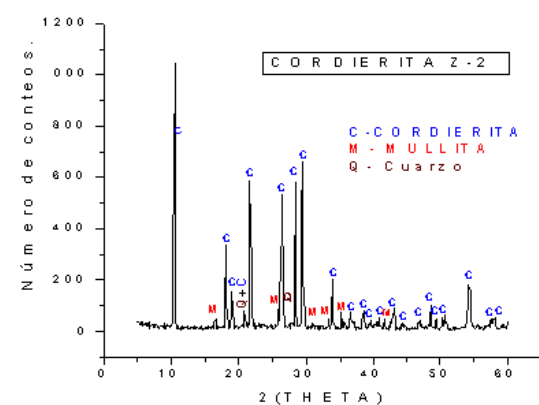


Figura 5. Difractograma de la muestra Z-2

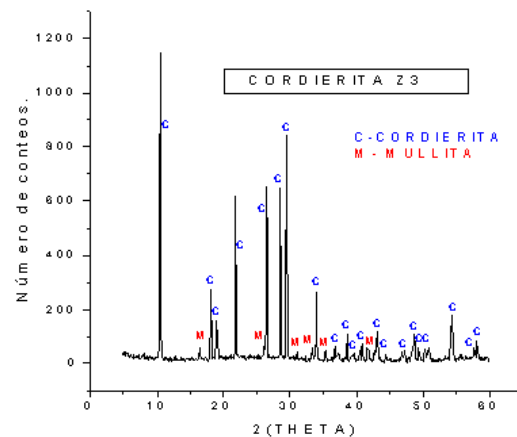


Figura 6. Difractograma de la muestra Z-3

A continuación se presentan en las figuras 7, 8, 9, 10 y 11 las vistas de las secciones pulidas de las mezclas tratadas en el horno industrial en las tres zonas de tratamiento térmico.

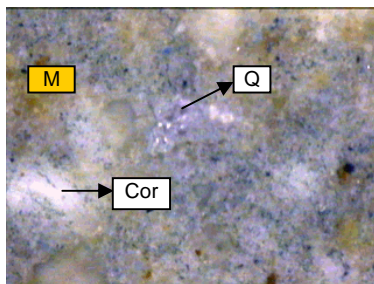


Figura 7. Mezcla de Cordierita microgranular (Cor), con abundante Mullita de tonalidades pardas, cristales de Cuarzo (Q) e impurezas de hierro. Aumento $10\times$, Nícoles X

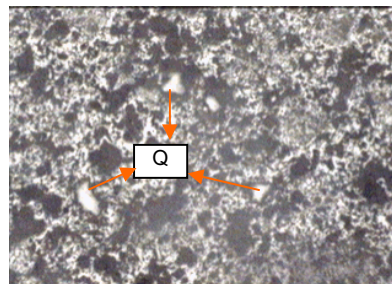


Figura 8. Cristales de cuarzo en una masa microgranular de Cordierita y Mullita, aumento $3,5\times$, Nícoles X

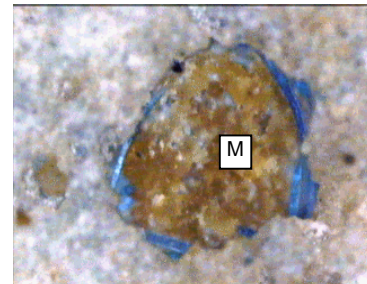


Figura 9. Cristal de Mullita en una cavidad dentro de una masa de cordierita, Aumento $10\times$, Nícoles X

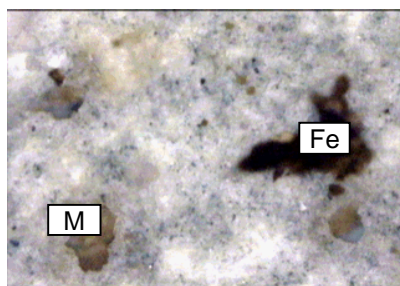


Figura 10. Masa microgranular de Cordierita con nódulos de Mullita (M) e impurezas de hierro. Aumento $10\times$, Nícoles X

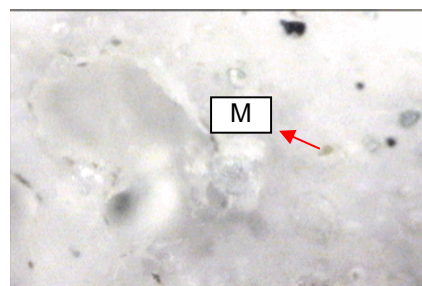


Figura 11. Masa recrystalizada de Cordierita con pequeños puntos de Mullita (M). Aumento $10\times$, Nícoles X



CONCLUSIONES

Se logra obtener materiales de cordierita – mullita a partir de la síntesis de mezclas de fuentes naturales nacionales sin uso de aditivos mediante la tecnología de reacción sólido – sólido a nivel de laboratorio e industrial.

Los materiales obtenidos superan a la muestra de referencia en cuanto a resistencia mecánica y resistencia a choques térmicos.

En la síntesis de los productos en el horno industrial se logra disminuir la temperatura de cocción, lo cual determina un producto nacional competitivo.

Se desarrolla una tecnología de obtención de materiales cerámicos con características especiales a partir de minerales cubanos.

BIBLIOGRAFÍA

- Cameruci, M.A. y otros, 1998, Comportamiento mecánico de componentes cordierita – mullita, IX Congreso Internacional y III del MERCOSUR de Cerámica, Vidrio y Refractarios, Argentina
- De Aza, S. y J. Espinosa, 1997, Mecanismo de formación de cordierita en cuerpos cerámicos, Bol. Esp. Cerámica y Vidrio, Vol 11, No.5, pp315
- Hernández, A.N., C.M. Navarrete y otros, 2000, Informe del resultado 4.0 Tecnología para la obtención de precursores de silicio, I-360, CIPIMM
- Moya, J.S., 1998, El desafío de los materiales cerámicos, Bol. Soc. Esp. Cerámica y Vidrio, Vol 37 No.4 Julio – Agosto, pp 319
- Navarrete, C.M., A.N. Hernández y otros, 1998, Tecnología para la producción de sulfato de aluminio a partir de materia prima caolinítica cubana, II-94, CIPIMM
- Navarrete, C.M. y A.N. Hernández, 2002, Informe de I resultado 7.0 Síntesis de materiales compuestos tipo cordieritas, CIPIMM
- Navarrete, C.M., A.N. Hernández y otros, 2003, Cordieritas a partir de materias primas naturales, V Congreso Internacional de Geología y Minería, Geomin' 2003, Cuba
- Tyrell, M.E y otros, 1961, Synthetic cordierite, Bureau of Mines, Bulletin 594, USA.
- Vila, J., C. Valentín y otros, 1998, Cristalización de cordierita en vidrios derivados del sistema cuaternario $\text{CaO-MgO-Al}_2\text{O}_3\text{-SiO}_2$. Influencia de la composición del vidrio, Bol. Soc. Esp. Cerámica y vidrio, Vol 37, No.5, Sept-Oct, pp 390



CARACTERIZACIÓN DE UN VIDRIO SÓDICO- CÁLCICO ELABORADO CON UN ALUMINOSILICATO NO TRADICIONAL.

Rafael Jordán Hernández*, **Gerardo César Díaz Trujillo****, **Nelson Álvarez Alvelaiz*****, **Ileana Cabrera******

*Laboratorio Central, Grupo Empresarial Cemento-Vidrio (CEMVID), Ciudad Habana, Cuba. E-mails: jordanrafael@yahoo.com; rafael@cemvid.minbas.cu

**Facultad de Química, Universidad Autónoma de Baja California, Tijuana, México. diazgc@yahoo.com

***Departamento de Química Inorgánica, Facultad de Química, Universidad de La Habana, Cuba. alvarez@fq.uh.edu.cu

****CIPIMM, Carretera de Varona, Ciudad Habana, ileana@cipimm.minbas.cu

RESUMEN:

La introducción de un aluminosilicato no tradicional como fuente de introducción de aluminio a la masa vítrea, es muy estudiada en Cuba en los últimos tiempos, con el fin de hacer frente al creciente agotamiento de los yacimientos de feldespato existentes explotados durante muchos años por las industrias del vidrio, la cerámica y la construcción.

Es preciso junto a una caracterización química y mineralógica del nuevo material, observar el comportamiento térmico y viscoso del vidrio sintetizado con dicho material, y es por ello, que se realiza el siguiente trabajo. El nuevo material usado es la Cianita del yacimiento Las Nuevas en la Isla de la Juventud, Cuba.

ABSTRACT:

In the present work we let you know the results of the introduction of the vitrifiable mass of non traditional aluminosilicates such as: tuff, chlorites, cyanite and zeolites for the sodic-calcic glasses to make bottles. Through the results obtained of different physical-chemical properties and the making off of glasses such as: viscosity analysis, which reveal the critical points of the vitreous structure in the whole synthesis range; the differential thermic analysis, which shows all the physical-chemical processes that take place in the vitreous mass due to temperature and the chemical resistance analysis carried out according to the ISO 719 Standard, which reflect the resistance of glass in front of different chemical and atmospheric agents. The work also establishes a comparison between the results obtained with sodic-calcic glasses used to introduce the Al^{3+} cation in the vitreous mass, the traditional aluminosilicates for those uses, such as the sodic feldspar and synthetic substances like the $Al(OH)_3$.

In a novel way the course of the synthesis reactions has been followed using the differential thermic analysis, which in this case presents singular effects related to the introductions pointed out, besides of the viscosity analysis.

The variations of the glasses properties are inter-related with the chemical composition, specially with the insertion of the Al^{3+} cation in the vitreous lattice as well as the other cations present in the aluminosilicates studied, as is the case of the Mg^{2+} , which is occasionally found in those aluminosilicates and that influence in an important way in the properties under study.

Finally, it is demonstrated the feasibility of using those materials to substitute the traditional ones through the study of the different physical, chemical and thermal properties of the studied glasses.

INTRODUCCIÓN

El empleo de materias primas que aporten el aluminio a la masa vítrea es una premisa importante a tener en cuenta en climas de elevada humedad atmosférica, atendiendo a las propiedades que aporta dicho óxido de resistencia a la humedad atmosférica y diferentes agentes químicos^{1,2}. En Cuba, en los últimos años se ha venido observando un creciente agotamiento de las fuentes tradicionales que aportan aluminio, es decir los feldespatos. Por ello



resulta un objetivo básico de la industria contar con materiales alternativos y no tradicionales que cumplan el mencionado objetivo.

Cianita. Composición y propiedades:

Este yacimiento bastante cercano a las provincias occidentales de Cuba ha sido estudiado exhaustivamente por el Centro de Investigaciones para la Industria Minero- Metalúrgica (CIPIMM) en colaboración con la Empresa Geólogo- Minera de Occidente, Cuba.

El yacimiento tiene un adecuado acceso y está debidamente estudiado para comenzar su explotación que tiene reservas superiores a las 100000 toneladas.

Los investigadores desarrollaron métodos de separación magnética para eliminar una parte importante del contenido de hierro que acompaña el mineral, dando a las mismas dos denominaciones: cianita con separación magnética y cianita sin separación magnética. El yacimiento está compuesto fundamentalmente por arcillas, arenas de cuarzo, mica y cianita. El principio en que se basa el procesamiento es el de separación de acuerdo a la forma que tienen los distintos componentes del mineral del yacimiento: las arcillas tiene forma de granos finos; el cuarzo, esferas o pseudo esferas; la mica, un material hojoso y la cianita, cilíndrica. El sistema de beneficio incluye un sistema de clasificación hidráulica combinado con uno hidrogravimétrico y finalmente una separación magnética de alta intensidad. En el caso de la mica un clasificador de espiral, donde junto a las arcillas es separado y finalmente queda retenido en las mallas finas durante el proceso de tamizado. En el caso de la cianita, las partículas por debajo de 1 mm se someten a un proceso que combina la mesa de concentración con la columna de clasificación hidráulica, donde se concentra la cianita y gran parte del cuarzo se elimina, debido a la mayor densidad de la cianita en relación con el cuarzo y apoyada en su forma cilíndrica. En general mediante el proceso se obtienen concentrado de mica del 94% y 80% de cianita. Esta clasificación se respeta a lo largo del trabajo dándole una denominación a cada mineral beneficiado como si se tratara de dos minerales distintos. En el trabajo se utiliza la denominada Cianita sin separación magnética, por considerarse adecuada para la elaboración de vidrio sódico- cálcico coloreado^{3,4}.

La formulación base de vidrio sobre la que se realiza el trabajo es:

Tabla I.- Formulación química de los vidrios de estudio.

Óxidos ►	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	Na ₂ O	K ₂ O
Valores (%) en peso)►	72.8	1.50	11.82	12.60	1.28

Materiales y Métodos: Los ensayos para determinar la composición química se llevan a cabo utilizando para ello un espectrómetro ICP Termo Jarrel Ash IRIS con empleo de plasma axial y policromador regulado por computadora para analizar los rangos de longitudes de onda predefinidas. La energía es suministrada por un generador de cristal con radiofrecuencia controlada de 2 Kw que trabaja a 40.68 MHz. Los ensayos de DRX se llevan a cabo en un difractómetro SIEMENS D5000, fijando un intervalo angular entre 2-70 °

Las especificaciones granulométricas de la Cianita empleada coinciden con las del feldespato tradicionalmente empleado y se muestran a continuación:



Tabla II.- Especificaciones granulométricas del Feldespato y la Cianita.

Corte en malla (mm)	Retenido (% másico)
>0.8	0
>0.6	5
<0.1	15 max.

Las composiciones químicas y mineralógicas del Feldespato y la Cianita se muestran en la Tabla 3

Además de los aluminosilicatos mencionados en el trabajo se emplean:

1. Arena sílice
2. Carbonato de sodio técnico.
3. Carbonato de calcio técnico
4. Nitrato de potasio
5. Sulfato de sodio

Cuyas proporciones debidamente calculadas, mediante un sistema de ecuaciones lineales, conforman junto a los aluminosilicatos de estudio las recetas de mezclas vitrificables que posteriormente dan origen a los dos vidrios estudiados.

La síntesis se realiza en un horno a gas- aire comprimido, durante 5 horas y donde se alcanzan temperaturas de 1500°C

Tabla III.- Composición química del Feldespato y la Cianita

Óxidos	Valores (% másicos)	
	Feldespat o	Cianita
SiO₂	73.8	47.5
Al₂O₃	14.96	42.5
CaO	1.52	-
MgO	1.60	-
Na₂O	4.94	-
K₂O	1.10	-
Fe₂O₃	0.71	8.0
PPI	1.3	2
Σ	99.93	100.00

Los ensayos para determinar la composición química se llevan a cabo utilizando para ello un espectrómetro ICP Termo Jarrel Ash IRIS con empleo de plasma axial y policromador regulado por computadora para analizar los rangos de longitudes de onda predefinidas. La energía es suministrada por un generador de cristal con radiofrecuencia controlada de 2 Kw que trabaja a



40.68 MHz. Los ensayos de DRX se llevan a cabo en un difractómetro SIEMENS D5000, fijando un intervalo angular entre 2-70 θ

Tabla IV.- Composición mineralógica del Feldespato y la Cianita

	Feldespato	Cianita	
Fases	% en peso	% en peso	error
Cianita	-	85.0	0.86
Circonio	-	0.2	0.18
Cuarzo	9	12.5	0.80
Ilmenita	-	2.3	0.33
Plagioclasa sódica	91	-	0.80

En el estudio térmico se utiliza un derivatógrafo NETZSCH STA 409 que utiliza como referencia alúmina; atmósfera: aire; crisol: Platino; termopar: S:Pt 10; rango: TG: 500.00mg; DTA: 500 uV; flujo de calentamiento: 10°K/min

Los estudios de viscosidad se llevan a cabo en un viscosímetro rotatorio HAAKE PT 1700 RV 30, en un intervalo de temperaturas entre 30 y 1600°C

DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS

El resultado de los ensayos de viscosidad se resumen en las Tablas 5 y 6. De ellas puede observarse una disminución de todas las temperaturas de los puntos característicos de viscosidad de la viscosidad de alta temperatura, con la excepción del Punto Littleton, lo que puede relacionarse con un posible error de ajuste cuando se trazaron las curvas. De acuerdo con el conocimiento recogido de los análisis de fases y químicos de ambos aluminosilicatos, la Cianita debe ser una materia prima cuyo colapso estructural debe ser más difícil desde el punto de los requerimientos energéticos que el feldespato, sin embargo de los estudios de viscosidad se infiere que su comportamiento es bien distinto; por lo que es necesario inferir el papel que juegan diferentes elementos acompañantes^{5,6,8}, como el hierro en el proceso de formación de los silicatos. De diferentes estudios se conoce que el catión Fe^{3+} puede incorporarse a la estructura vítrea formando coordinaciones tetraédricas $[\text{Fe}^{\text{III}}\text{O}_4]$ de forma análoga a como lo hace el catión Al^{3+} ; esta evidencia se pone de manifiesto de forma numérica cuando se analiza el comportamiento viscoso del vidrio con Cianita en el intervalo de bajas temperaturas cuando muestra la mayor Temperatura Superior de Recocido y de Transformación muestra de que mientras mejor estructurado esté el retículo, es decir mientras más coordinaciones tetraédricas presente el retículo, más energía se necesitará para relajar las tensiones que presente y por tanto mayores las temperaturas a desarrollar como muestran los valores de la Tabla 7. Sin embargo mucho influyen las diferentes impurezas⁷ que acompañan a la Cianita y que influyen en el colapso de su estructura cristalina^{9,10}, en relación con el feldespato.



Tabla VI.- Resumen de los datos de viscosidad a altas temperaturas.(en °C)

Tipo de vidrio.	Punto de inmersión (10^4)	Punto de fluidez (10^5)	Punto de gota (10^3)	Punto líquido ($10^{2.5}$)	Punto de fusión (10^2)	Punto Littleton ($10^{7.65}$)
Vidrio sódico-cálcico con feldespato	1043	927	1207	1333	1490	723
Vidrio sódico cálcico con Cianita	1013	909	1168	1290	1461	729

Tabla VII.- Resumen de los resultados de los ensayos de viscosidad a bajas temperaturas y dilatometría.

Parámetros	Vidrio sódico- cálcico con feldespato	Vidrio sódico- cálcico con Cianita
Temperatura superior de recocido (TSR)	605	620
Temperatura de transformación (T_g)	601	609
Temperatura inferior de recocido (TIR)	575	495
Coefficiente de dilatación térmica lineal entre 20-300°C x $10^{-7} \text{ } ^\circ\text{C}^{-1}$	86	87

Paralelo a la realización de la síntesis de los vidrios se toma una muestra de la mezcla vitrificable debidamente homogeneizada y se le realiza un estudio térmico, arrojando los siguientes resultados:

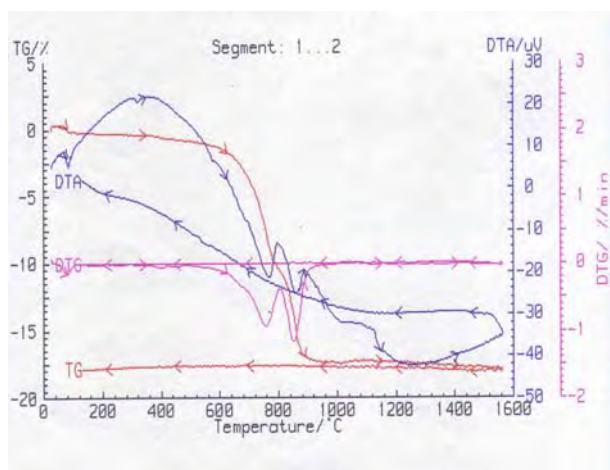


Fig 1.- Estudio térmico de vidrio con Feldespato.

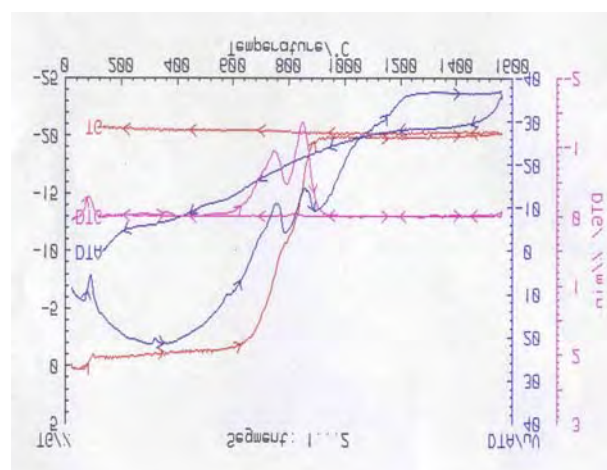


Fig 2.- Estudio térmico de vidrio Cianita.



De los estudios térmicos practicados a las muestras pueden observarse detalles muy importantes. Existen en el vidrio base ocho efectos fundamentales relacionados con los siguientes procesos físico- químicos:

Tabla VIII.- Principales procesos físicos y químicos que ocurren durante los estudios térmicos.

Temperatura / Efecto	Vidrio con Feldespato	Vidrio con Cianita
1er Efecto (80-100°C)	Pérdida de agua	Ocurre a 90°C
2do Efecto (110-22°C) (128°)	-Deshidratación del $\text{Na}_2\text{CO}_3 \cdot 10 \text{H}_2\text{O}$ - Transformación del KNO_3	Ocurre a 130°C
3er Efecto (320°)	Transformación polimórfica del Cuarzo(Q) en Tridimita(T)	Idem
4to Efecto (580°C) <600°C	Transformación de fases polimórfica $\beta \text{Q} \rightarrow \alpha \text{Q}$ $\text{Na}_2\text{CO}_3 + \text{CaCO}_3 \rightarrow \text{Na}_2\text{Ca}(\text{CO}_3)_2$	Idem
5to Efecto (680-700°)	$3[\text{Na}_2\text{Ca}(\text{CO}_3)_2 + 10\text{SiO}_2 \rightarrow 2[\text{Na}_2\text{O} \cdot 3\text{CaO} \cdot 6\text{SiO}_2] + 6\text{CO}_2$	No se observa.
6to Efecto (780°C) (600-830°C)	$\text{Na}_2\text{Ca}(\text{CO}_3) + 2\text{SiO}_2 \rightarrow \text{Na}_2\text{SiO}_3 + \text{CaSiO}_3 + 2\text{CO}_2$ Fusión peritética $[\text{Na}_2\text{O} \cdot 3\text{CaO} \cdot 6\text{SiO}_2] + [\text{Na}_2\text{O} \cdot 2\text{SiO}_2] \rightarrow [\text{Na}_2\text{O} \cdot 2\text{CaO} \cdot 3\text{SiO}_2] + \text{líquidus}$	Ocurre a 750°C
7mo Efecto (860°C)	Aceleración de la siguiente reacción química: $\text{Na}_2\text{CO}_3 + \text{SiO}_2 \rightarrow \text{Na}_2\text{SiO}_3 + \text{CO}_2$ Desde 600°C ocurre: $2\text{CaCO}_3 + \text{SiO}_2 \rightarrow \text{Ca}_2\text{SiO}_4 + 2\text{CO}_2$ $\text{Ca}_2\text{SiO}_4 + \text{SiO}_2 \rightarrow 2\text{CaSiO}_3$	Idem
8vo Efecto (900-1080°C)	Relacionado con la fusión de eutécticos y peritéticos.	Idem

Puede observarse que la falta de actividad térmica de la Cianita (roca metamórfica) se deja sentir durante la síntesis de formación de los silicatos hasta obtener el vidrio, existiendo por ello poca diferencia entre los estudios térmicos de un vidrio sódico- cálcico elaborado con feldespato y uno con Cianita. Es preciso destacar que el denominado 5to Efecto que no se observa, puede perfectamente estar desplazado hacia el siguiente efecto debido al intervalo en que pueden ocurrir estas síntesis de silicatos en el vidrio. Es decir, que no sea observable no quiere decir que no exista pues el ordenamiento en la ocurrencia de las reacciones de formación de silicatos guarda un orden consecutivo.



CONCLUSIONES

1. La Cianita puede emplearse en la síntesis de vidrios sódico- cálcicos para envases coloreados según se puede observar en el estudio térmico y viscoso practicado.
2. Constituye esta nueva fuente de aluminosilicatos no tradicionales una alternativa para países que no cuenten con aluminosilicatos tradicionales(feldespato, nefelina-sienita) o sintéticos para elaborar frascos de vidrio coloreado.
3. Las elevadas proporciones de óxido de aluminio en la Cianita viabilizan la preparación de las mezclas vitrificables.

BIBLIOGRAFÍA

- Fernández Navarro J. M., El Vidrio. Consejo Superior de Investigaciones Científicas. Pp 64-73, 140, 141, 334, Madrid, 1991.
- Bondarev K. T., El vidrio en la construcción., Editorial Budivel'nik, pag.52., Kiev, 1969
- Betejtin, A., Curso de Mineralogía. Editorial Pueblo y Educación, pag.366-367, 488-576, 624, La Habana, 1987
- Milovski, A . V; Kónonov, O.V., Mineralogía. Editorial Mir (Moscú), pag 188-208, Rusia, 1988
- Ohta H., Suzuki Y., Chemical durability of glasses in the systems SiO_2 - CaO - Na_2O - R_mO_n . Ceram. Bull., vol.57, No.6 (1978), pp 602- 604
- Festa D., Guadagnino E., Proprietà chimiche del vetro. Parte 1: Generalità. Rivista della Staz. Sper. Vetro, No.5 1995, pp 189- 205
- Fernández Navarro J. M., Mari E. A., influencia de la adición de ZrO_2 y TiO_2 sobre el comportamiento químico de vidrios de silicato y borosilicato sódico- cálcico. Bol. Soc. Esp. Ceram. Vidrio., 29 (1990) 4, 235- 244
- Geotti- Bianchini F.,Brown J. T., Faber A. J., Hessemkemper H., Kobayashi S., Smith I. H., Influence of water dissolved in the structure of soda- lime- silica glass on melting, forming and propperties: state- of- the art and controversial issues., Glastechn. Ber. Glass Sci. Technol. 72 (1999) No.5
- Chartier. P., La superficie del vidrio: bases para la investigación industrial. Bol. Soc. Esp. Ceram. Vidrio, 36 (5) 475- 483 (1997)
- Catalá R. Gavara R. (editores), Migración de componentes y residuos de envases en contacto con alimentos, pp329-346, CYTED, Madrid, España, 2002



ALTERNATIVAS PARA EL APROVECHAMIENTO DE MINERALES INDUSTRIALES Y SUBPRODUCTOS EN LA INDUSTRIA GEOMINERA CUBANA.

Alejandra Nayda Hernández Martínez⁽¹⁾, Joelis Rodríguez⁽¹⁾, Ileana Cabrera⁽¹⁾, Antonio Vera, Pilar Pacheco⁽¹⁾, Teresita Gala⁽²⁾, Roxana Alfonso⁽¹⁾, Mirtha Hidalgo⁽¹⁾, Gines Alonso⁽³⁾.

(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica (CIPIMM), Varona 12028 Km 1 ½, Boyeros, Ciudad de La Habana, Cuba. ZIP 10 800, E-mail: aida@cipimm.minbas.cu, y acevedo@ip.minbas.cu.

(2) PROYEST

(3) ACINOX Refractarios

RESUMEN:

En este trabajo se ha evaluado la viabilidad de la producción nacional de espinela $MgAl_2O_4$ para su empleo en industria refractaria a partir de fuentes nacionales. Se evaluó la actualización del mercado y la tarea técnica a partir de la cual se determinaron los principales insumos y el equipamiento básico, se evaluó la purificación de los gases emitidos en el proceso de síntesis y sinterización de la espinela, se evaluaron dos variantes de inversión con alternativas.

Adicionalmente se realizaron pruebas de síntesis de los precursores de magnesio (suspensión de $Mg(OH)_2$ y de aluminio (solución saturada de sulfato de aluminio) para determinar los parámetros de filtración a presión en caliente y de calcinación dinámica, así como de síntesis de espinela para la evaluación del material.

Como resultado se determinó la necesidad de llevar los volúmenes de producción a la capacidad máxima de la planta concebida (1200 tpa), valorar el precio de venta del producto sobre la base de su valor en el mercado (\$1 300/t - \$1 500/t), inversiones de equipos de segunda mano, la búsqueda y empleo de equipos existentes en el Sistema de la UGM, la adquisición de las materias primas al costo, etc.

Se comprobó que la adición del material obtenido mejora la resistencia a la compresión de los hormigones refractarios, produciendo un efecto semejante al de la espinela comercial.

ABSTRACT

This work resumes the main results of the researches carried out at lab and bench scale in the Research Center for Mining and Metallurgy (CIPIMM) which permitted to propose a technology for the $MgAl_2O_4$ spinel synthesis with precursors derived from the raw materials and residues from the Union of Enterprises Geomining (UEG) to produce in Cuba the $MgAl_2O_4$ spinel to be used in the refractory industry.

The market was updated and the technical task based on which the main supplies and basic equipment were determined. The purification of the emission gasses from the synthesis and sintering of spinels were determined and two alternatives of investments were evaluated.

It is also shown the technological scheme proposed and the conceptual feasibility study for the installation of a production capacity of 1000 t/year, which was the demand identified. We determined the need of a sensibility analysis and the valuation of the possibilities for investments in second hand equipment, as well as the search and use of the ones existing in the UGM system, the acquisition of raw materials at cost, etc.

We proved that the addition of the material obtained improves the resistance to compression of the refractory cements, producing an effect similar to the commercial spinel used as reference.



INTRODUCCIÓN:

En los últimos años el mercado la espinela aluminato de magnesio $MgAl_2O_4$ ha tenido un crecimiento, principalmente en la industria refractaria debido a las características ventajosas de este producto sobre otros materiales refractarios, tales como el elevado punto de fusión, la resistencia a las escorias básicas, la baja conductividad térmica y baja expansión térmica [1-7].

Este crecimiento, ha sido favorecido también por la necesidad de sustituir los refractarios básicos cromo- magnesianos en las acerías y en la industria del cemento fundamentalmente, debido a los problemas de formación de cromo hexavalente, extremadamente tóxico, generados en estas industrias que producen impactos ambientales desfavorables sancionados por las legislaciones ambientales internacionalmente.

En el mundo se espera un crecimiento del mercado de la espinela, no sólo en el campo de los refractarios, sino también en la industria electrónica, química, militar, etc. Por ejemplo, investigaciones recientes han demostrado que es un candidato promisorio para el aislamiento y las aplicaciones estructurales en reactores de fusión debido a su resistencia a la radiación [8].

En Cuba, en el mercado de los refractarios hay una demanda de 1000 t/año como materia prima para la planta ACINOX Refractario de Güines para la producción de ladrillos de espinela, con vistas a sustituir las importaciones de las fábricas de cemento, de la empresa Antillana de Acero y a su empleo como aditivo en las mezclas refractarias.

En el mercado mundial, los precios de la espinela oscilan entre \$1200-\$1500. Nacionalmente se ha importado a \$1400 en ACINOX Refractario.

De igual forma se importan ladrillos refractarios de espinela en la industria de cemento a precios en el orden de \$700-\$1000/t en dependencia de la calidad y la calidad depende de las exigencias de la zona de exposición en el horno. Aunque no tienen una demanda definida, conocemos de ofertas para determinados consumos (Distribuidora de Armas C. A., REFRATECHNIK, RHJ REFMEEX S.A. de C. U) y un estimado de la demanda de refractarios de cromo-magnesita en el 2003 (Comercial Vidriera Caribe) que en un futuro deben ser sustituidos por refractarios de espinela, con un valor de $\approx 1,2$ millones de USD.

En el caso de la siderurgia, se han importado ladrillos refractarios de espinela a precio de \$ 1 200 /t.

La Economía del Estado Cubano, está sujeta a las fluctuaciones del mercado internacional tanto por los cambios de precios de los productos que se exportan como de los que se importan. Disminuir esta dependencia es uno de los objetivos trazados por el Gobierno, por lo que la sustitución de importaciones constituye la vía más importante para lograrlo. En este sentido se han desarrollado desde 1999 en el Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica (CIPIMM), investigaciones para el desarrollo de nuevos productos de posible producción nacional a partir de materias primas naturales nacionales, lo cual responde también a las estrategias dictadas por el Ministerio de la Industria Básica (MINBAS) y la Unión Geominera (UGM) con vistas al aprovechamiento óptimo de nuestros recursos minerales, que consisten en agregarle valor a los mismos.

Nuestra UGM es un fiel exponente de la afectación de las fluctuaciones de los precios y la demanda de productos en el mercado externo. La caída de los precios del oro y del cobre en los últimos años nos llevó al cierre de las minas de cobre y al cese de la producción de



concentrados de cobre, que constituía una fuente de entrada de divisas al país, así como a la detención de las actividades de desarrollo e inversionista en la extracción de oro. De igual manera, la disminución de la demanda de cromita refractaria en el mercado internacional afectó a este renglón de exportación de nuestra economía. Es por ello que se enfatiza en la conveniencia e importancia de dar valor agregado a nuestros recursos, por la necesidad de diversificar el mercado con productos competitivos, lo cual constituye una gran perspectiva en el desarrollo de nuestra pequeña industria minera, un reto para esta rama y una fuerte base para el principio de desarrollo sostenido.

Las investigaciones desarrolladas en el CIPIMM para la síntesis y producción nacional de espinela han sido financiadas por la Agencia de Ciencia y Tecnología (ACYT) hoy Gerencia de Programas y Proyectos Priorizados (GPPP) del CITMA y la propia GPPP a través de 2 proyectos nacionales.

En el año 2001, se concluyó el proyecto, "Obtención de espinela, cordierita y sus precursores para el desarrollo de composite a partir de fuentes nacionales", que tuvo 3 años de duración y en el 2004 concluye el proyecto "Síntesis y producción nacional de espinelas y cordierita a partir de fuentes nacionales". Entre los resultados de estos proyectos se definieron las principales fuentes precursoras nacionales de aluminio y magnesio para la síntesis de espinela de aluminato de magnesio $MgAl_2O_4$, las vías de procesamiento de estos precursores, métodos de síntesis de espinela en función de los precursores, caracterización y evaluación de la misma y una tecnología apropiada para la producción nacional de espinela a partir de las fuentes precursoras nacionales, la mitigación del impacto al medio ambiente y la valoración técnico económica de la inversión. [9-10].

El objetivo de este trabajo es la valoración de la tecnología apropiada para la producción nacional de espinela aluminato de magnesio a partir de fuentes nacionales para su uso en la industria refractaria como aditivo en la producción de ladrillos refractarios de espinela y refractarios monolíticos con el objetivo de sustituir las importaciones de la materia prima espinela y de ladrillos refractarios de espinela y cromo magnesianos y otros posibles usos.

TECNOLOGÍA APROPIADA PARA LA SÍNTESIS DE ESPINELA.

La espinela se produce sintéticamente y al igual que otros minerales su uso se ha acelerado por:

- La exigencia de materias primas de calidad para altas tecnologías, sustituyendo a los minerales naturales a pesar de los bajos costos.
- El agotamiento de las materias primas naturales.
- La falta de disponibilidad de las materias primas.

La espinela sintética que se usa en refractarios se produce industrialmente en un horno de arco eléctrico por fusión de magnesita de alta pureza (periclase sintética) y alúmina calcinada (Bayer). Este material contiene 70% de Al_2O_3 y 26-30% de MgO , con un punto de fusión de $2130^{\circ}C$, es extremadamente resistente a las escorias y al vidrio fundido y se usa en construcción de refractarios expuestos al contacto [12].

La reacción se produce en estado líquido con 100% de conversión, debido a la baja velocidad de enfriamiento del estado líquido al sólido, se forman partículas con tamaño mayor que $1000\ \mu m$.

Se producen también espinelas por reacciones en estado sólido en las cuales nunca se alcanza la conversión total, por lo que siempre tendremos presentes alúmina y periclase libres que no reaccionan durante el proceso. El tamaño de cristal en este tipo de espinela es menor que $40\ \mu m$ [12]



En las reacciones sólido-sólido, se requiere de altas temperaturas de reacción, incluso por encima de 1600°C y largo tiempo de calentamiento para las partículas de la fase pura de espinela, sin embargo, espinelas obtenidas por esta vía presentan un gran tamaño y un área superficial baja.

Estos inconvenientes sumados a la necesidad del empleo de mineralizadores (para reducir estas temperaturas) que generalmente producen serios problemas al medio ambiente, hacen que cada día se desarrollen nuevas investigaciones dirigidas al desarrollo de nuevas vías de síntesis que sustituyan a las convencionales reduciendo los recursos necesarios.

La literatura plantea otras vías desarrolladas a escala de laboratorio para la síntesis de espinela [13-28].

Por ejemplo mediante una vía hidrotermal, usando como reactivos hidróxidos de calidad comercial, preparada la mezcla en forma de pulpa, se introduce en un autoclave a alta temperatura durante un período de tiempo, concluida la operación se enfría la mezcla y se seca. El polvo resultante se prensa y se sintetiza a alta temperatura a la presión atmosférica para que expulse todo el agua y cualquier oxi-hidróxido remanente. El producto final es una espinela con una densidad mayor que 94% del valor teórico.

Mediante la vía spray-pirolisis, usando un filtro de expansión y un generador de aerosol. La solución se prepara por hidrólisis de aluminio y sales de magnesio. Las partículas coloidales comienzan la formación de espinela a 900 ° C presentando poros y morfología hueca con área superficial específica de 259-264 m²/g, las preparadas con soluciones acuosas presentan una morfología más sólida con área superficial de 12-23 m²/g.

Así pueden describirse infinidad de métodos no convencionales empleados para la síntesis. Las técnicas sol-gel constituyen novedosas vías de síntesis.

Otro aspecto importante en la síntesis de espinela, especialmente las sinterizadas, son las materias primas de partida debido a que el grado de sinterización está determinado por las propiedades de las mismas [29].

Se ha demostrado que para obtener cuerpos densos las materias primas más adecuadas son la alúmina calcinada y el sinter de magnesia, molidos muy finamente después de mezclados, luego son prensadas y tratados térmicamente. Otras materias primas como carbonato de magnesio, magnesia cáustica, alúmina hidratada, etc, al sinterizar producen cuerpos poco densos de espinela.

En el CIPIMM hemos estudiado varias alternativas de síntesis de espinela :

- Por reacción sólido- sólido a partir de alúmina y magnesia.
- Por fusión reductora de bauxita.
- Por reacciones en solución.

Sobre la base de los resultados obtenidos y las potencialidades más inmediatas de innovación, se evaluó en su totalidad la tecnología por reacciones en solución con formación de gel a partir de la reacción entre una solución saturada de sulfato de aluminio o el sulfato de aluminio sólido con 18 moléculas de agua y una suspensión de hidróxido de magnesio con 30 % de sólidos, o carbonato básico de magnesio precipitado resultante de la lixiviación de magnesita semicalcinada con ácido carbónico.

Esta tecnología además, ofrece la ventaja de que el producto obtenido es muy homogéneo y su sinterabilidad es mejor, incluso a temperaturas inferiores en comparación con la de los métodos convencionales.



Síntesis de la espinela.

La técnica se basa en la transformación del sulfato de aluminio a un gel con la adición de la suspensión de hidróxido de magnesio formando una mezcla muy homogénea cuya naturaleza no está totalmente definida, pues se observa en el análisis de fase por difracción de Rayos X (DRX) la presencia de sulfatos complejos de magnesio y aluminio. La cantidad de magnesio adicionada es suficiente para llevar el pH a 4.5 y mantener la estequiometría de la espinela $MgAl_2O_4$ con un exceso del mismo. El gel blanco gelatinoso se filtra y/o se seca hasta 10-12% de humedad, la masa secada se prensa y se somete a tratamiento térmico a 1500 °C. A esta temperatura ya se obtiene un sinter de espinela de aluminato de magnesio con una cristalinidad aceptable, que puede incrementarse elevando la temperatura a 1700 °C.

Se ha determinado que desde los 900 °C se produce la formación de la espinela poco cristalina, pero con la coexistencia de otras fases que requieren un tratamiento a mayor temperatura, tales como la presencia de periclase muy activa que adsorbe humedad y de hexahidrita, ambas indeseables en productos refractarios, de ahí su tratamiento a 1500 °C.

Precursores.

Precursor de magnesio. Como precursor de magnesio se empleó una suspensión de hidróxido de magnesio. En trabajos precedentes se determinó la tecnología y la viabilidad técnica, económica y ambiental para producir este producto a partir de la salmuera residual de la industria salinera [10,28]. En nuestro caso se utilizó la salmuera procedente de la salina de Bidos, por ser la designada para este propósito por el órgano superior.

Las características del producto se presentan en la tabla I.

Tabla I. Características de la suspensión de $Mg(OH)_2$.

Composición Química (%) (Base seca)		(%) de sólido en la suspensión
MgO	62.88	
CaO	0.22	29.9
Cl ⁻	0.03	
PPI	35.24	
SiO ₂	0.50	
Fe ₂ O ₃	0.077	
Al ₂ O ₃	0.03	

Con la composición de la suspensión de hidróxido de magnesio empleada y para un contenido de 34% de MgO en el material espinela obtenido, se requiere \approx 340 t MgO equivalente a 541 t de $Mg(OH)_2$ seco y a 1803t de la suspensión (1.80t/t espinela), según la expresión:

$$\frac{Q_{MgO}}{[MgO] \times \% \text{ Sólido}} = Q_{suspension}$$

Donde: Q_{MgO} - Peso de MgO necesario
 $[MgO]$ - Contenido de MgO en el hidróxido seco(%)
 $\% \text{ Sólido}$ - Contenido de sólidos en la suspensión
 $Q_{suspension}$ - Cantidad de suspensión (t)

También se ha empleado como precursor de magnesio el carbonato básico de magnesio precipitado obtenido a partir de la lixiviación carbonatante de la magnesita del yacimiento Redención con resultados semejantes.



Precursor de aluminio. Como precursor de aluminio se empleó una solución saturada de sulfato de aluminio, procedente de la lixiviación ácida del caolín del yacimiento Santa Elena de la Isla de la Juventud. La tecnología fue definida en un conjunto de investigaciones realizadas para este propósito y para la obtención de un floculante [10, 11, 27, 28].

Las características del producto se presentan en la tabla II.

Tabla II. Composición química de las soluciones de sulfato de aluminio.

Componente	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	MgO	CaO	SiO ₂	K ₂ O	TiO ₂	H ₂ SO ₄ libre	pH
Contenido (g/ L)	68.20	3.20	0.10	0.33	0.15	0.55	3.8x10 ⁻³	Trazas	2.40

La cantidad de este precursor se determinó teniendo en cuenta que la espinela MgAl₂O₄ tiene la composición teórica estequiométrica: Al₂O₃ = 71.8%, MgO = 28.2%, y comercialmente los productos tienen relaciones que oscilan en el rango de 60-70 % de Al₂O₃ y 30 a 35% MgO.

En nuestro caso hicimos el cálculo con la relación de 60% y ≈38% MgO que fue la obtenida mayormente en nuestros experimentos, ello indica la presencia de un exceso de MgO que es el responsable de la presencia de periclasa en el sinter obtenido.

Sobre esta base para producir 1000tpa de producto de espinela se necesita 60-70% de Al₂O₃ ≈ 600-700 t/año de Al₂O₃.

En la solución saturada hay 70 kg/m³ Al₂O₃, por lo que el volumen de solución necesario expresado en m³ será.

$$V_{\text{Solución}} = \frac{600tAl_2O_3}{70kg / m^3 \times \frac{1t}{1000t}}$$

$V_{\text{Solución}} = 8751m^3$ de solución saturada de sulfato de aluminio (8.751m³/t espinela)

Se espera que esta solución sea producida en la planta productora actual de Sagua, sustituyendo la materia importada de Jamaica por el caolín activado, para este fin se consumirían 1676t de caolín activado.

Breve descripción del proceso tecnológico.

El proceso se basa en la mezcla de los precursores para la formación de un sólido disperso que adsorbe parte de la fase líquida al que llamamos "gel precursor de espinela" produciéndose un incremento del doble del volumen.

El gel precursor de espinela se seca hasta 10% de humedad, se prensa formando briquetas y luego sometido a tratamiento térmico, con la formación de un material compuesto por espinela con contenido de periclasa. para la producción de ladrillos refractarios de espinela el material debe tratarse a 1500°C.

Durante el tratamiento térmico se genera SO₃ que se descompone a T>400°C según el sistema de equilibrio SO₃ ----- SO₂ + ½ O₂, estos gases con los de combustión serán dispersados en la atmósfera mediante el diseño adecuado de la altura de la chimenea del horno luego de la purificación de los mismos, como una medida de mitigación ambiental.



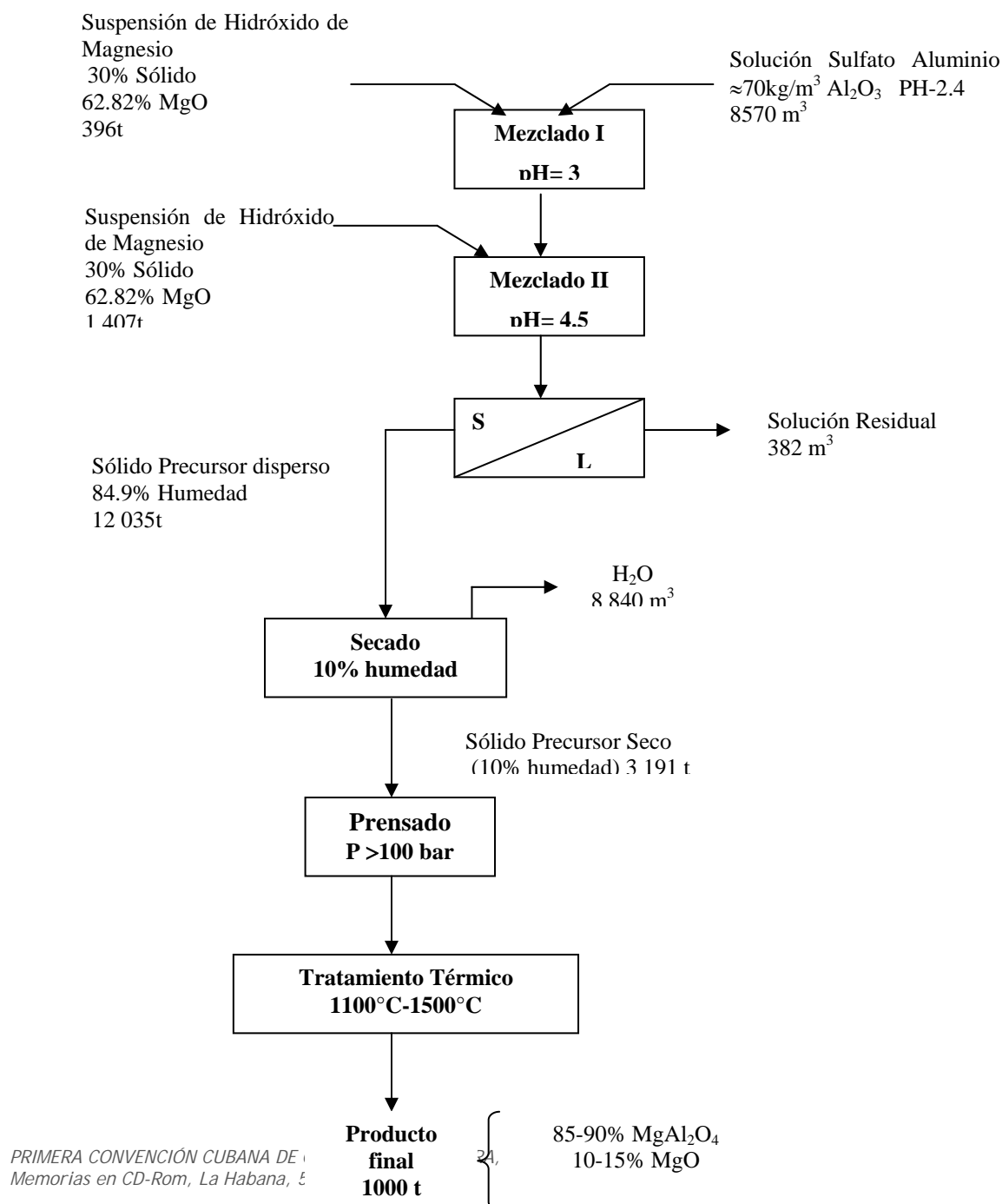
En la Fig.1 se presenta el diagrama de flujo con el balance global de materiales.

Proceso de purificación de los gases emitidos por el horno.

Se realizó la valoración de la contaminación que emitirá el horno durante la sinterización de las espinelas.

Para esto se utilizó el algoritmo de cálculo de la dispersión de contaminantes, montado en Excel, obteniéndose que mediante una remoción de un 95 % del contaminante (SO_2), disminuye el impacto a la atmósfera en la zona donde será emplazada la industria.

**Fig.1 Flujo de producción de espinela. (Base de cálculo:
 Producción de 1 000 tpa de espinela.)**





Durante la sinterización de la espinela, a temperatura de 1100 °C, en el horno se forman los óxidos de azufre, sumamente dañinos, incluso a grandes distancias del lugar de su emisión. Este azufre está como sulfato de magnesio en el material que compone la masa a sinterizarse.

Los gases salen del horno a una temperatura de 800 °C, un flujo volumétrico de 160 dm³/s y un flujo másico de 26,85 g s expresado como SO₃. Pero al pasar por un intercambiador la temperatura disminuye hasta unos 200 °C.

El estudio se propuso valorar la contaminación de esta emisión y de acuerdo a los recursos locales disponibles darle una solución para disminuir la afectación por emisiones de gases ácidos a la atmósfera.

Mediante el uso de la herramienta Microsoft Excel, se calcularon las dimensiones más apropiadas de las chimeneas de acuerdo con la variación de temperatura después de un intercambiador de calor. Se usó para esto el algoritmo de la Norma Cubana 39/2000. **[NC 39:1999]**

De los resultados del cálculo, se evidencia la necesidad de un incremento de las dimensiones de la chimenea, y por lo tanto de su costo, al disminuirse la temperatura de los gases. En la Fig.2 se observa la dispersión de la concentración del SO₂, con un punto máximo igual a 0,5 mg / m³ a los 189 metros de distancia de la chimenea. El área de influencia del contaminante se extiende a un radio de más de 700 metros.

En contraposición con la Fig. 2 la Fig.3 muestra la gran mejoría que produciría una adecuada limpieza de los gases (un 95 % de eficiencia) donde la norma se alcanza a unos 44 metros de distancia desde la chimenea y el área de influencia tiene un radio menor a los 170 metros; utilizando una chimenea con una altura superior a los 40 metros y un diámetro menor de 0,38 metros.

Fig. 2 Gráfica de la variación de la concentración de óxido de azufre, a lo largo del penacho.

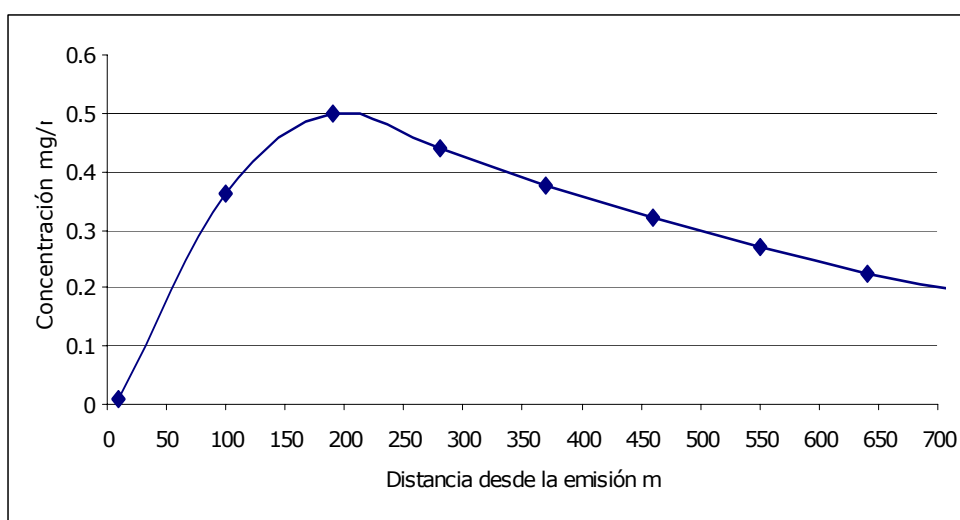
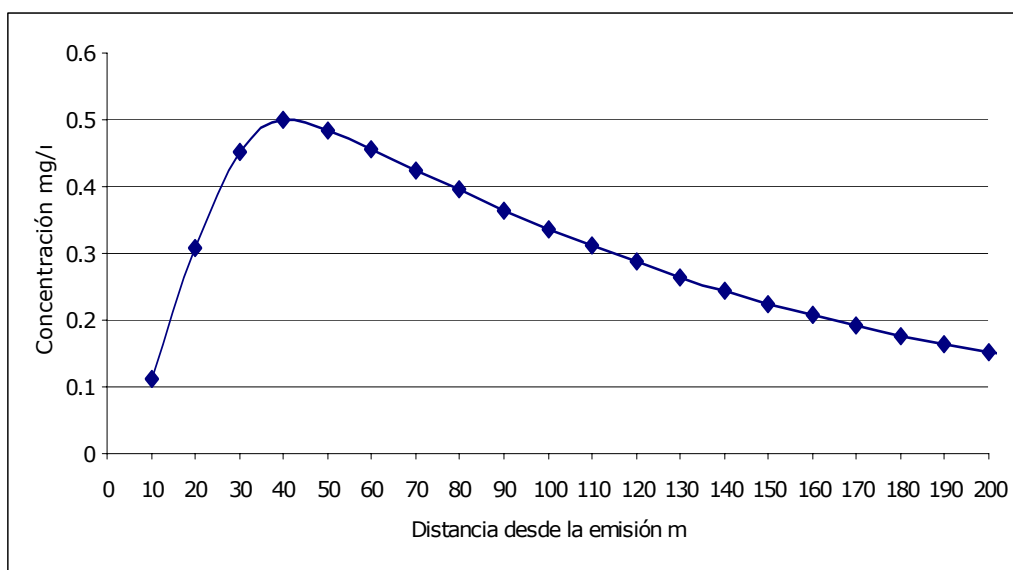




Fig.3 Gráfica de la variación de la concentración de óxido de azufre, a lo largo del penacho después de la limpieza de los gases.

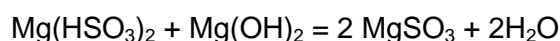
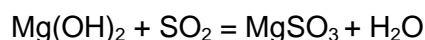
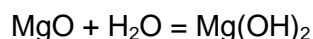


Sistema de tratamiento para las emisiones con SO₂.

La tecnología que se analiza tendrá disponible unos 2 materiales capaces de captar al SO₃ y SO₂ presente en las emisiones del horno, estas son: Hidróxido de magnesio y de amonio.

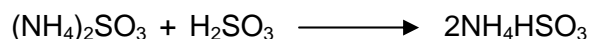
El primero se utiliza como suspensión con una relación L :S = 10:1 y un pH de 6,8 – 7,5.

En el absorbedor ocurren las siguientes reacciones:



Y también ocurre la formación de sulfato de magnesio lo cual complica las operaciones de regeneración del absorbente [31].

Muy similar pero a más bajas temperaturas, el hidróxido de amonio interactúa con el SO₂ en reacciones reversibles [32].

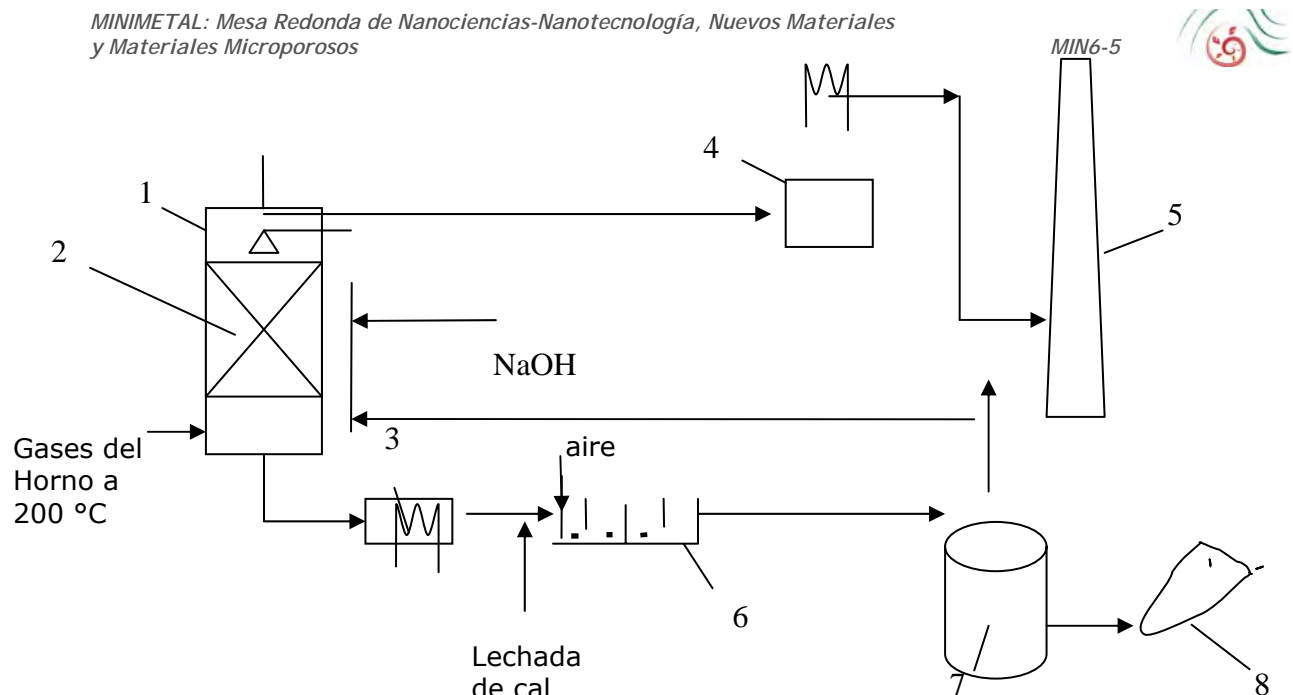


Ambos métodos tienen un esquema complejo, para la regeneración del absorbente.

Para los sulfatos y sulfitos de magnesio podría pensarse que la planta de producción de hidróxido de magnesio asimilara la regeneración pero existiría un gasto adicional de amoníaco, más una competencia de la demanda de hidróxidos de magnesio para la producción de espinela que es el principal objetivo de la planta.

Las soluciones de tratamiento de los gases dependen del entorno donde se aplicará el tratamiento, El sistema que se propone se explica con la Fig. 4, donde el scrubber (1) lava los gases con una solución de NaOH a pH 9. Los sulfitos de sodio que se forman son convertidos en sulfatos mediante aireación, con adición de lechada de cal, se obtendrá yeso el cual se separa y deposita para su posterior uso, la solución es recirculada al lavador de gases. Este sistema permite una remoción de más del 95 % del contaminante, en los gases de salida del horno.

Fig.4 Proceso de limpieza de las emisiones gaseosas del horno de sinterización de MINIMETAL: Mesa Redonda de Nanociencias-Nanotecnología, Nuevos Materiales y Materiales Microporosos



1 – scrubber; 2 – empaquetadura de Hierro; 3 y 4 – intercambiadores;
5 – chimenea; 6 - tanque de oxidación; 7 – sedimentador; 8 – depósito de lodos.

Síntesis de espinela a escala de banco.

Con el objetivo de corroborar los resultados a menor escala, producir cierta cantidad de espinela para su caracterización y evaluación, y obtener información sobre algunos aspectos que no se habían estudiado con anterioridad como la calcinación del caolín en condiciones dinámicas y la filtración a presión en caliente de la pulpa lixiviada de sulfato de aluminio, se realizaron experimentos para la síntesis de espinela a escala de banco utilizando reactores agitados con 10 L de capacidad para el mezclado de los precursores y la reacción de formación del gel precursor con estequiometría de espinela.

Materiales y métodos.

Materiales

Los materiales de partida para la síntesis de espinela fueron una muestra de salmuera de la salina de Bidos tomada del tanque de reserva de la planta para la obtención del precursor de magnesio (suspensión de $Mg(OH)_2$) y una muestra (pulverizada) de caolín levigado en la planta de Beneficio de la Unidad Geominera Isla de la Isla de la Juventud procedente del yacimiento Santa Elena de esta región. La planta tiene una capacidad 0.3 t/h.

La muestra de salmuera tenía una capacidad de 1.5 m³ de volumen y tenía las siguientes características:

$$\rho = 1.2475 \text{ g/cm}^3 \quad (28.5 \text{ } ^\circ\text{B}_e)$$

$$[MgO] = 49.79 \text{ g/L}$$

Las características del caolín fueron las siguientes:

Contenido de caolinita = 93 %

Composición química (%)

Al_2O_3	Fe_2O_3	SiO_2	K_2O	Na_2O	TiO_2	PPI
36.72	1.82	43.12	0.66	0.034	0.11	13.24



Para la precipitación del hidróxido de la salmuera se empleó sosa cáustica concentrada de grado técnico procedente de la planta electroquímica de Sagua con una concentración. (valorada) de 572 g/L NaOH y solución amoniaca al 30% de grado técnico.

Para la lixiviación del caolín se empleó ácido sulfúrico de grado técnico producido en Sulfometales.

En todos los casos se empleó agua industrial para el lavado de los precipitados y para la lixiviación de caolín.

Métodos

Las pruebas de precipitación de salmuera se realizaron según la metodología establecida en [10] empleando para ello las instalaciones de la planta piloto del ICIDCA consistentes en un reactor con agitación variable, de 100L de capacidad con sistema de reflujo del vapor condensado cuya descarga se acopla a un sistema de filtración al vacío.

Se realizó en la instalación la precipitación y el lavado.

Las pruebas de lixiviación del caolín se realizaron en esta misma instalación según lo establecido en [27]. Se lixivió el caolín después de tratado térmicamente.

El tratamiento térmico se realizó en condiciones dinámicas en el horno de botella de la planta piloto del CIPIMM.

Para el tratamiento térmico se realizaron pruebas previas variando el tiempo y la temperatura para determinar las condiciones adecuadas, ya que todo el trabajo anterior se había hecho en condiciones estáticas. Las condiciones se establecieron determinando el contenido de caolinita en el producto calcinado mediante el análisis por DTA de dichos productos. Estableciéndose que las condiciones mejores correspondían al calcinado con menor contenido de caolinita.

Las pruebas de síntesis de espinela se realizaron según la metodología establecida en [10], empleando reactores agitados de 10L de capacidad para el mezclado y formación del gel precursor, el secado se realizó en la estufa de la planta piloto del CIPIMM. El prensado se realizó en frío y en caliente. En frío en una prensa de laboratorio de origen ruso a 118 atm y en caliente en la prensa industrial de la planta ACINOX Refractarios (prensa matrix MX-800 Italiana a 50 atm). El tratamiento térmico se realizó por etapas en dos etapas, una a 1100°C y otra a 1500°C.

En dependencia de las condiciones de la evaluación, cada producto era estudiado mediante la conformación de mezclas con hormigones refractarios para determinar su efecto en las propiedades del hormigón sin adición de espinela, fundamentalmente en la resistencia mecánica del hormigón. Parcialmente se prepararon muestras con espinela comercial (ALCOA) que sirvieron de patrón de comparación con las muestras objeto de estudio.

Obtención del precursor de magnesio.

Se procesaron 1000L de salmuera de alta densidad, los resultados obtenidos en estas pruebas corroboraron los obtenidos en las anteriores.

Precipitación y lavado.

La precipitación de la salmuera se realizó a valores de pH de 9.2 para lo cual se consumió L de solución amoniaca 0.122 L/L de salmuera.

El lavado se realizó con una relación de 3 partes de agua por parte de salmuera.

Se obtuvo un precipitado en el que se recuperó el 87% de MgO de la salmuera.



Características del producto obtenido.

La suspensión de $Mg(OH)_2$ obtenida por precipitación tenía un 26% de sólido (el compuesto de ≈ 10 corridas).

La composición química (%) del producto seco fue la siguiente.

MgO	– 62.72
CaO	– 0.19
SiO ₂	- 0.49
Fe ₂ O ₃	– 0.06
Al ₂ O ₃	– 0.03
Cl ⁻	- 0.03

En total se obtuvo ≈ 200 kg de suspensión de hidróxido de magnesio.

Obtención del precursor de aluminio.

El precursor de aluminio fue obtenido a partir del caolín levigado en polvo el cual fue tratado térmicamente.

Pruebas de calcinación dinámica.

Se realizaron pruebas dinámicas en el horno de botella de la planta piloto del CIPIMM, que tiene una capacidad de 0.5 kg /carga de mineral, ya a que todos los experimentos a escala de laboratorio fueron realizados en condiciones estáticas

Se realizó un diseño factorial de experimentos 2^2 variando la temperatura y el tiempo de tratamiento. El rango de las variables estudiadas fue:

	Mínimo	Máximo
$X_1 = T^\circ(C)$	550	650
$X_2 = t (h)$	0.5	1.5

Se realizaron 3 experimentos en el punto central, el diseño fue:

No Exp.	1	2	3	4	5	6	7
X_1	650	550	650	550	600	600	600
X_2	1.5	1.5	0.5	0.5	1	1	1

Como respuesta se evaluó el contenido de caolinita, en el producto ya que en el proceso ésta se transforma a metacaolinita que es la fase amorfa soluble, este contenido se determinó por ATD (por las pérdidas de peso asociadas a caolinita, se corroboró cualitativamente por DRX que fue el método empleado en la investigación [27] mediante la ausencia de fase caolinita en el difractograma y sólo la presencia de mica, cuarzo y amorfo.

El valor de las respuestas fue para cada experimento fue:



No. Exp	1	2	3	4	5	6	7
Y (% caolinita)	2	6.5	2.7	17	2.6	3.0	2.6

El análisis cualitativo de fases (DRX) en cada expediente fue:

No. Exp	1	2	3	4	5	6	7
Fases presentes	Amorfo Mica Cuarzo	Amorfo Mica Cuarzo Poca Caolinita	Amorfo Mica Cuarzo Trazas de Caolinita	Amorfo Mica Caolinita Cuarzo	Amorfo Mica Cuarzo	Amorfo Mica Cuarzo Trazas de Caolinita	Amorfo Mica Cuarzo

La evaluación del diseño se realizó mediante el programa Start Graphics y de la misma se estableció que el aumento de ambas variables favorecen la disminución del contenido de caolinita y por lo tanto la eficiencia en el tratamiento térmico. Pero como se observa en las respuestas de cada experimento, tanto en el punto central como en el experimento 1 donde se emplearon los niveles máximos de las variables se obtienen los mismos resultados y se realizó el tratamiento con los valores del punto medio (600 °C y 1h) .

Pruebas de lixiviación.

Se realizaron 10 corridas en las que se procedió según la metodología hasta obtener la solución saturada de sulfato de aluminio.

En una de las corridas se mantuvo la solución sobresaturada (sin adicionar agua) para realizar las pruebas de filtración a presión.

Se corroboraron los resultados de las investigaciones anteriores obteniéndose índices de recuperación superiores a 95% de Al_2O_3 .

Pruebas de filtración a presión.

En los trabajos anteriores [27], la filtración de las pulpas lixiviadas las cuales tenían contenido de Al_2O_3 superior al de saturación (68-70g/L) se realizaba al vacío debido a que no se disponía de un filtro a presión adecuado.

Las pulpas tenían que ser diluidas (adicionando agua) hasta alcanzar los niveles de saturación debido a que en la pulpa concentrada, al ser sometidas al vacío cristalizaba la sal sobre el residuo sólido.

Las pruebas de filtración se realizaron en un filtro a presión de acero inoxidable, con diámetro 10 cm que operaba con suministro de aire. Se realizaron a diferentes temperaturas: 95 °C, 60 °C y a la temperatura que alcanzaba la pulpa al ser diluida (80 °C). La velocidad de filtración fue determinada según la expresión :

$$V = \frac{V_{filtrado}}{A \cdot t} \times 600 \quad V_{filt} - \text{Volumen de filtración (mL)}$$

A – Área de filtración (cm^2)

T – tiempo de filtración (min.)

Los resultados fueron los siguientes:



Parámetros de filtración	Temperatura (°C)		
	95	80	60
Tiempo de filtración (min.)	10.58	14.38	27.0
Volumen filtrado (ml)	550	720	610
1X (cm)	3.6	3.6	3.6
1P (atm)	2.5-2.6	2.5 – 2.6	2.5-2.6
Volumen de pulpa filtrada (ml)	960	1140	960
Velocidad de filtración (L/m ² .h)	397.0	382.5	172.0

Características del producto obtenido

La solución saturada de sulfato de aluminio obtenida fue analizada y su composición se presenta en la tabla VI.

Tabla VI Composición Química (g/L) de la solución de sulfato de aluminio.

Al ₂ O ₃	Fe	Ca	Mg	Na	Si	K	H ₂ SO ₄ Libre
69.8	3.96	0.17	0.061	0.102	0.023	0.330	Trazas

La densidad es 1.26 g/cm³ y el pH = 2.4.

Pruebas de síntesis de espinela a escala de banco.

La síntesis de espinela se realizó en un reactor agitado de 10L de capacidad, siguiendo la metodología desarrollada en [10] excepto en el orden de adición de los reactivos, pues se ha comprobado que adicionando la solución de sulfato de aluminio al hidróxido de magnesio la cinética es más rápida.

Las condiciones empleadas en cada templa fueron:

Volumen de solución saturada de sulfato de Al- 10L/kg espinela (L)

Peso de suspensión de hidróxido de magnesio – 2.07 kg /kg

Tiempo de retención – 1 h

pH de mezcla – 4.4

Una vez alcanzado el pH, se secaba el gel precursor hasta 10% de humedad en una estufa con calentamiento indirecto de la planta piloto de CIPIMM. El tiempo secado se determinó por monitoreo del peso de la mezcla determinando la pérdida de peso.

El producto secado se prensó uniaxialmente para proceder a la síntesis de la espinela.

Síntesis a 1500°C.

El tratamiento térmico se realizó a 1500°C durante 1 h con una velocidad de calentamiento de 10°/ min. produciéndose la formación de la espinela MgAl₂O₄ desde los 900°C y la descomposición de los sulfatos a 1100°C y luego la sinterización.



Caracterización y evaluación de los productos obtenidos.

Caracterización

La caracterización se realizó mediante A. Químico, Análisis por Difracción de Rayos X, Microscopía Electrónica de barrido y en el caso de la espinela tratada a 1100°C (E 1100) se observó al microscopio con calentamiento. Se determinó la densidad real por el método del picnómetro.

En la tabla VII se presenta la composición química del producto.

Tabla VII Composición Química (%) de la espinela 1500°C.

Composición Química (%)						
MgO	Al₂O₃	SiO₂	CaO	Fe₂O₃	K₂O	Na₂O
39.09	57.89	0.25	0.78	0.61	<0.1	<0.11

En el difractograma correspondiente a la espinela sintetizada a 1500°C (E₁₅₀₀) sólo se observaron las reflexiones de periclase (MgO y espinela (MgAl₂O₄).

En el difractograma de la espinela E₁₁₀₀, se observaron además reflexiones de sulfatos (anhidrita) las cuales desaparecen con el tratamiento a 1500°C.

En las micrografías de los respectivos productos E₁₁₀₀ y E₁₅₀₀ se apreció mayor grado de cristalinidad en el último.

El resultado del microscopio con calentamiento, indicó que a 1461 °C el material se deforma, lo cual es debido a la presencia del sulfato, lo que fundamenta la necesidad del tratamiento a 1500°C.

La densidad real se determinó por el método del picnómetro 3.60 g / cm³ en E₁₅₀₀ y 3.56 g /cm³ en E₁₁₀₀.

Se desarrolló un método [33] para la evaluación de las estructuras desarrolladas que permite la determinación cuantitativa de las fases en las mismas, mediante el cual se determinó que el contenido de espinela en el producto formado a 1500 °C fue 93%.

Evaluación de los productos

En refractarios, la espinela se utiliza en los productos conformados (ladrillos refractarios de espinela) y no conformados (aplicaciones monolíticas como hormigones refractarios, etc.), ésta mejora las propiedades mecánicas (aumenta la resistencia mecánica) del hormigón.

En nuestro caso se realizó la formulación de un hormigón con adición de espinela preformada a 1500°C y con adición de espinela preformada a 1100°C y sinterización in situ a 1500°C en cuyo caso no debe haber temor por la expansión puesto que ya la espinela está preformada pero, hay presente 10-15% de magnesia libre que pudiera ser hidratada.

Como medida comparativa se realizó otra formulación de hormigón empleando la espinela comercial de ALCOA (alta calidad) y además se compararon las propiedades con las de un hormigón comercial de GECERSA sin la adición de espinela.

Las condiciones de las formulaciones, así como los resultados de las características evaluadas se presentan la tabla VIII. Pudiéndose apreciar cómo la adición de espinela de cualquier procedencia mejora la resistencia a la compresión en frío, así como la semejanza en el grado de influencia entre espinela CIPIMM sinterizada a 1500 °C y la ALCOA.

Para productos conformados, la planta no dispone en estos momentos de la tecnología adecuada para poder evaluarlo.



Tabla VIII. Resultados de la evaluación de la espinela como aditivo en hormigones refractarios.

Propiedades Físicas	Espinela CIPIMM 1100oC	Espinela CIPIMM 1500oC	Espinela CIPIMM 1500oC molida	Espinela ALCOA	HORMIGÓN GESERSA
Densidad Ap. 110°C (g/ cm ³) - 1500 °C	2.48	2.55		2.65	2.70-2.75
	2.44	2.53		2.62	2.60-2.70
Porosidad 110°(%) 1500 °C	23.90	20.96		22.63	
	35.77	29.65		29.19	
Absorción 110°C (%) - 1500 °C	9.67	8.2		8.54	
	14.66	11.66		11.14	
R. C. en Frío 110°C (kg/ cm ²) - 1500 °C	248	452	580	415	250-350
	361	451	582	579	300-400

ASPECTOS ECONÓMICOS:

Para determinar la factibilidad económica se realizó el Estudio Conceptual de Factibilidad para una planta de producción de 1 000 t /año, que fue la demanda identificada en el análisis de mercado [34,35].

Se evaluaron 2 variantes con diferentes alternativas:

- I. Instalación de la planta en la salinera de Bidos, respondiendo al interés de la UGM de introducir el resultado en sus propias instalaciones.
- II. Instalación de la planta en Sagua, aledaña a la planta de producción de sulfato de aluminio, respondiendo al aprovechamiento de la infraestructura allí existente, a la cercanía y disposición del precursor más costoso y de mayor consumo y del reactivo costoso NaOH. Esta variante implica la transferencia de tecnología.

Dentro de cada variante se valoraron diferentes alternativas en función de optimizar los insumos (combustible, materias primas y reactivos) y los indicadores económicos conjugando con el análisis de sensibilidad [34,35].

En todos los casos estudiados el proyecto presentó resultados negativos en Moneda total y positivo en divisas, determinándose que es necesario una producción mínima de 1200 t/ año de material de espinela para hacer viable el proceso para lo cual debe tenerse en cuenta el rango de variación de precios en el mercado mundial, la posibilidad de emplear equipamiento de segunda mano, la disponibilidad de instalaciones no utilizadas en el sistema de la UGM, la posibilidad de balancear el precio del producto en moneda nacional y en divisas de manera que se haga positivo la moneda total.

Resultados de las variantes de la alternativa I:

Monto de la Inversión: 696.8 MP - 881.6 MP

VAN (M\$): Negativo en Moneda total

TIR (%): Negativo en Moneda total

Resultados de las variantes de la alternativa II:



Monto de la Inversión: 662.0 MP – 943.0 MP

VAN (M\$): Negativo en Moneda total

TIR (%) : Negativo en Moneda total

En la tabla IX se resumen los índices económicos financieros más atractivos (resultantes del análisis de sensibilidad)

Se evidencia la necesidad de aumentar la demanda para lo cual hay que ampliar el mercado incluyendo el mercado externo. Como se espera que en un futuro mediano, el consumo de refractarios cromo magnesianos (con un valor de \$ 1,2 millones de USD ^{Corporación Vidrio Gran Caribe}) en las industrias del cemento, níquel y eléctrica, sin contar con la del acero debe ser sustituido totalmente por los de espinela, por legislación de protección medio ambiental, ésta es una demanda potencial de productos refractarios que debe asumir la industria nacional (ACINOX Refractarios) y que requiere del consumo de espinela $MgAl_2O_4$.

Tabla IX. Resultado del ECF Económica. Índices económicos-financiero para cada caso del análisis de sensibilidad.

	I		II		III		IV		V	
	Total	Divisa	Total	Divisa	Total	Divisa	Total	Divisa	Total	Divisa
VAN M \$ (12%)	-784	1568	18	2408	269	2860	53	-148	253	36.7
TIR (%)	Negativo	519.87	13.4	729.57	23.13	1213.99	14,74	5.51	27.87	14.94
P. Rec. (años).	No rec.	0.3	6.7	0.2	5.1	0.1	6.1	8.9	4.6	6.4

Donde :

I -----Disminuyendo en 30 % el monto de inversión.

II---- Precio de venta 1500 USD/ t

III--- Producción de 1200 t/ año y precio de venta 1500 USD /t

IV--- Precio de venta 1000 pesos y 500 USD

v----- Precio de venta 1000 pesos y 500 USD y Disminuyendo en 30 % el monto de inversión

CONCLUSIONES:

1. La producción nacional de espinela a partir de fuentes nacionales es viable técnica y ambientalmente por el proceso tecnológico desarrollado en el CIPIMM. Desde el punto de vista económico su viabilidad es posible si se incrementa el mercado, para lo cual es necesario producir al menos 1 200 t/ año de espinela que es la capacidad máxima de la planta concebida para la inversión y valorar el precio de venta del producto sobre la base de su valor en el mercado (\$1 300/t - \$1 500/t).
2. El mercado de la espinela $MgAl_2O_4$ en Cuba está identificado con una demanda aproximada de 1000 t/año para el consumo en la producción de ladrillos de magnesio espinela para la industria del cemento, ladrillos de espinela y refractarios monolíticos para la industria del acero (Antillana de Acero).
3. Existe actualmente una gran demanda de refractarios cromo - magnesianos en la industria del níquel, cemento y eléctrica que constituyen un mercado potencial de refractarios de espinela ya que deben ser sustituidos a mediano y largo plazo en



cumplimiento de las legislaciones internacionales de protección al medio ambiente, con un valor de $\approx 1,2$ millones USD. Adicionalmente, en la actualidad el cemento y el acero consumen ladrillos refractarios de espinela.

4. El consumo de materiales por t de espinela producida es:

- ✓ Solución saturada de sulfato de aluminio ($70 \text{ g/L Al}_2\text{O}_3$) = 8.57 m^3
- ✓ Suspensión de $\text{Mg}(\text{OH})_2$ con 62.82% MgO, 30% sólidos = 1.8t
- ✓ Combustible = 0.70 t
- ✓ Consumo de energía en el secado = 185140.3 kJ/h
- ✓ Energía de los gases de combustión = 136824.2 kJ/h .

5. Los gases emitidos por el horno deben ser sometidos a una limpieza de su principal contaminante, el SO_2 , mediante uno de los sistemas propuestos.

6. La espinela sintetizada a 1100°C debe ser tratada a 1500°C para la sinterización de la espinela y la desaparición total de los sulfatos, lo cual puede realizarse in situ.

7. La adición de los productos de espinela mejora la resistencia a la comprensión de los hormigones refractarios, con un efecto semejante al de la espinela comercial.

RECOMENDACIONES

Se recomienda:

- Analizar los resultados por las partes interesadas para precisar más en cuanto a las posibilidades valoradas de mejorar los indicadores, tales como las inversiones de equipos de segunda mano, la búsqueda y empleo de equipos existentes en el Sistema de la UGM, la adquisición de las materias primas al costo, etc.,
- Dirigirnos hacia la diversificación del mercado externo en la región del Caribe, como una medida de incrementar la demanda y con ello la producción nacional de espinela.
- Seguir profundizando en aspectos técnicos y de ingeniería que pudieran hacer más viable el proceso en las condiciones de la demanda identificada.
- Evaluar la posibilidad de empleo de nuevas técnicas como: el uso de microondas tanto en tratamiento térmico del caolín, en el secado del gel precursor como en la síntesis y sinterización de espinela; el uso de sistemas de membranas de micro y/o ultra filtración en la etapa de separación líquido/sólido de la lixiviación del caolín, etc..

BIBLIOGRAFÍA:

- Hernández A.N. 2001. Minerales Sintéticos para la industria Taller NOMAT'2001 de la Convención METANICA 2001 ISSN: 2da. Edición, La Habana.
- Houssa Ch. 1998 Minerals in paints Et coatings. Ind. Min. M. O 23-33.
- Kendall T. 2001. Fused alumina. Grinding out a living. Ind. Min. M.
- Kirshbaum G. 2001. Minerals on fine. Industrial Minerales. M. P 61-67
- Kramer DA. 1998. Mg compounds in the USA More than magnesia. Industrial Minerals M. p 45-53.
- Lombardero M y col. 1998 Synthetic minerals. Part. 1 Industrial Minerals august 1998 p 45-55.
- Lombardero M y Col. 1998 Synthetic minerals. Part. 2 Industrial Minerals. September 1998 p 57-67.
- Web page NM 87545. Ram Devanathan, Ning Yu et.al. The mechanical and structural response of spinel following 12 MeV Au ion irradiation. Material Science and Technology Division, Los Alamos National Laboratory.
- Maxwell Ch Band BM. Prokash. 1999. Chemical Delamination of caolín The American Ceramic Society Bulletin p 57-59.
- Hernández A.N. y otros. Informe final, Resultado 8. Obtención de espinela, cordierita y sus precursores para el desarrollo de composites a partir de fuentes nacionales. CIPIMM, La Habana, 2002



- Hernández A.N. y otros. Informe final, Resultado 1. Factibilidad de producción nacional de espinela a partir de fuentes nacionales. CIPIMM, La Habana, 2004.
- Milvoski A.V y O.K Kononov. 1988. Mineralogía. Editorial MIR, Moscú, p 9-57.
- Mureinik R.J. 1998. Flame retardant. Industrial Minerals M. p 46-50.
- O' Briscolt M. 1998 Chovnite Suplí. Industrial Minerals, March 1998, p. 51-67.
- O' Briscolt M. 1998 Refractory dolomite. Industrial Minerals, June 1998, p 35-43.
- Jeoream I. Y Ciocea N. Magnesia - Aluminio Spinel for Refractories. Interceramica No. 4, 1987, 19-21.
- Technical Information No. 104. ELFUSA. Sao Paulo, Brasil, 1995
- Patent Number 4,990,475. Feb. 5, 1991.
- Patent Number 4,912, 078 Mar 27, 1990.
- Patent Number US4532121,. Jul. 30, 1985
- Patent Number US4912078, Mar. 3, 1990
- Patent Number WO93107846 29 abril 1993
- I.Tesemni, N. Cisca. Interceramic. No.4, 1987 pp. 19-22.
- Web page Sol-Gel Technology, 2000.
- Web page Aero-Sol-Gel Synthesis (ASG), 1998.
- Jingyu Hyeon-Lec et al. Chem. Water. Vol.9 No.11, 1997, pp/2400-2403.
- Navarrete C., Hernández A. N. y colaboradores. Tecnología para la producción de sulfato de aluminio a partir de materias primas caoliníticas cubanas. II-94, CIPIMM, 1998.
- Hernández A. N., Bobes L y colaboradores. Definición de la fuente y tecnología adecuada para la obtención de precursores de magnesio. I-360, CIPIMM, 2000.
- O'Driscoll M. Spinel The Stell and cement Specialist. Ind. Min. No 410. Noviembre 2001.
- Hernández A. N, Hidalgo M . Obtención de sulfato de aluminio a partir del caolín del yacimiento Santa Elena. CIPIMM. La Habana .1996.
- A.I. Rodionov, Texnika sashitii okruzhaiushei sredi, ed. Ximiia, 1989.
- W. Strauss, Industrial Gas Cleaning, by Pergamon Press, 1976.
- Rodríguez J. y Hernández A. N. Método para la evaluación de la estructura de los productos desarrollados. ,CIPIMM, La Habana 2003.
- Gala T. Y otros. Estudio Conceptual para la síntesis de espinela. Proyest, 2003.
- Gala T. Y otros. Estudio Conceptual para la síntesis de espinela. Nuevas variantes. Proyest. 2004



DESARROLLO DE UN NUEVO PROCEDIMIENTO PARA LA METALIZACIÓN DE LA PLATA EN MATERIALES INORGÁNICOS UTILIZABLES COMO BACTERICIDA.

María de Fátima Bugallo Davis, Esteban L. Alfonso Olmo, José A. Alonso, Maritza Cortés Miranda, Nery Díaz Castro

Centro de Investigaciones para la Industria Minero- Metalúrgico Varona 12028, km 1.5, Finca La Luisa, Boyeros, Ciudad de La Habana, Cuba, E-mail cipimm@ip.minbas.cu.

RESUMEN

Es conocido el uso de la plata coloidal como bactericida para la potabilización del agua.

En el presente trabajo se exponen los resultados obtenidos en la metalización de la plata adsorbida en la superficie de los poros de materiales inorgánicos mediante un procedimiento novedoso que utiliza como sustancias reductoras de los iones plata, soluciones de sacarosa y melaza.

Se ha comprobado mediante los procesos de caracterización de Rx la metalización de la plata en la superficie del soporte inorgánico.

Fue demostrado el efecto bactericida del producto obtenido.

El procedimiento propuesto permite la metalización de la plata de forma más simple y limpia que los reportados por la literatura además de ampliar las propiedades de adsorción del producto por la presencia de carbón.

ABSTRACTS

It is known the use of silver (colloidal) as a bactericide to convert water into drinking water.

In this work we expose the results obtained in the metallization of silver adsorbed in the surface of the pores of inorganic materials through a novel proceeding that uses saccharose and molasses solutions as reducer substances of the silver ions.

It has been proved through the characterization method of Xray Diffraction, the presence of metallic silver in the surface of the inorganic support.

The bactericide efficiency of the products obtained was demonstrated.

The proceeding proposed permits the metallization of silver in a simpler and cleaner way than the results reported in literature. And besides, they widen the adsorption properties of the product due to the presence of coal.

INTRODUCCIÓN

La zeolita y el carbón son sólidos porosos con características muy particulares que les han posibilitado ser ampliamente empleadas en determinadas aplicaciones medioambientales. La zeolita utilizada fundamentalmente en la remoción de cationes y el carbón para remover orgánicos, cloro y algunos inorgánicos.

Existen reportes del uso de ambos materiales como soporte de metales no ferrosos con propiedades oligodinámicas confiriéndoles el efecto bactericida requerido para su empleo en la potabilización del agua. Fujiko, M. y col.1995; Giannetto, G. y col. 2000.

El estado de oxidación de los metales intercambiados podría determinar la efectividad bactericida, siendo la forma iónica de los metales la responsable de este efecto.



Cabe destacar el uso que ha tenido la plata finamente dividida en la técnica sanitaria y en la medicina. Se ha demostrado que el ión plata posee propiedades excelentes como bactericida. Por ejemplo manteniendo por un tiempo agua en recipientes de plata, esta puede conservarse sin contaminarse por muchos meses ya que está suficientemente esterilizada por las concentraciones pequeñísimas de iones Ag^+ originadas por el contacto con la plata metálica.

Se estima que el nivel inferior de acción bactericida de la plata es de $2 \cdot 10^{-11} \text{g-ión/L}$. Nekrasov, V.B. 1962.

Recientemente se ha comprobado las propiedades bactericidas de Clinoptilolita natural conteniendo plata reducida térmicamente con una corriente de hidrógeno. Rosabal. C, y col. 2000.

La acumulación de iones Ag^+ en el agua es mayor mientras mayor sea la superficie de contacto con el metal.

Para mantener al máximo esta superficie con el menor consumo del metal se precipita el mismo en capas finas en los granos de arena común y después se hace filtrar el agua contaminada a través de esta arena. De este modo se pueden crear filtros para la descontaminación del agua.

Kim Dok Muk en 1989 patentó el método de obtención de un adsorbente con plata, para su uso en esterilización, el cual consiste en la adsorción de iones plata (como nitrato de plata) sobre material poroso (carbón activado, zeolita y material filtrante) obteniendo finalmente un recubrimiento fino de Ag_2O AgO Ag_2O .

Las zeolitas cargadas con plata son preferidas generalmente a los materiales tradicionales con contenido de plata, debido a su estructura uniforme, alta porosidad del soporte zeolítico y buena dispersión de la plata intercambiada por lo que ha sido investigada como germicida, bactericida y en componentes antisépticos, así como catalizadores en reacciones de oxidación. Czarán, E. y col. 1989

La razón por la cual la zeolita actúa como adsorbente es un desequilibrio de fuerzas en su superficie denominadas fuerzas de London siendo las más comunes de entre los 6 tipos de fuerzas, las de Van Der Waals y que consisten en atracciones intermoleculares que causan la condensación del adsorbato gaseoso o la precipitación de la disolución. Roque Malherbe, R. 1988.

Alfonso E. y col. 2003 reportaron el desarrollo de un procedimiento para la preparación de un sorbente base plata para su uso como bactericida, donde utilizaron un mineral zeolítico como soporte para la sorción de los iones plata y su reducción posterior con soluciones de sulfato ferroso o sulfato ferroso amoniacal.

Este procedimiento aunque mucho más sencillo y barato en comparación con los reportados hasta el momento, requiere de un agente reductor que es de importación y además genera las soluciones de sulfato férrico como residual.

El procedimiento novedoso desarrollado en este trabajo consiste básicamente en la sustitución de las sustancias reductoras anteriormente utilizadas por el empleo de sustancias portadoras de carbono como la sacarosa y la melaza mediante un proceso térmico a temperaturas relativamente bajas ($300 - 400^\circ\text{C}$), caracterizado por la sencillez y limpieza de su obtención en



comparación con las metodologías reportadas, además con la presencia del carbón se incrementa el campo de sustancias contaminantes que pudieran ser removidas.

MATERIALES Y MÉTODOS.

Para la realización de los trabajos se utilizó una muestra representativa de zeolita del yacimiento Tasajeras preparada con granulometrías de $-0.8 + 0.25$ mm.

En la Tabla I se muestra la composición química y de fases de la muestra utilizada:

TABLA I.- COMPOSICIÓN QUÍMICA Y DE FASES

Zeolita	SiO ₂ %	Al ₂ O ₃ %	Fe ₂ O ₃ %	CaO* %	MgO* %	Na ₂ O* %	K ₂ O* %	MOR	CLI
Tasajeras	66.7	12.5	1.9	2.9	0.07	2.2	1.0	31	41

(*) Elemento canjeable (MOR) Mordenita (CLI) Clinoptilolita

Preparación de las soluciones de contacto

Solución de Nitrato de plata: La solución de plata utilizada se preparaba en una concentración 0.5 M

Solución de azúcar al 50 % en peso: Se preparó disolviendo la misma cantidad de azúcar en la misma cantidad de agua.

Solución de melaza: Preparada con agua hasta una densidad = 1.33

Se utilizó solución de nitrato de plata 0.5 M como fuente de suministro de los iones Ag⁺. Como sustancias reductoras se emplearon soluciones de sacarosa y de melaza.

La caracterización química en sólidos y soluciones de los distintos elementos utilizados en las pruebas se realizó por distintas vías: análisis volumétricos, gravimétricos, instrumental (Espectroscopia de absorción atómica (E.A.A.) y Espectroscopia de plasma inducido (I.C.P.).

En la caracterización física de las muestras se utilizó el método de análisis de difracción de Rayos X mediante el equipo Phillips PW-1710 del año 1987 operado a 30 Kv y 20 mA utilizando radiación K α Fe filtrada con Mn en el rango angular de 6 - 60° (2 θ) con un paso angular de 0.05° y 4 s de tiempo de conteo para la identificación y comprobación de la plata metálica impregnada en la zeolita.

Determinación del contenido de carbón e índice de yodo: El contenido de carbón y el índice de yodo de las muestras se determinó por el Test Methods for Activated Carbon. 1986

Determinación del índice de adsorción de melaza: El índice de adsorción de melaza se determinó mediante el procedimiento desarrollado por el Laboratorio de Carbón Activado del CIPIMM.



METODOLOGÍA

Impregnación de carbón en zeolita:

Inicialmente se realizaron pruebas de impregnación de carbón en zeolita sin plata con soluciones de sacarosa para comprobar la factibilidad del método.

Las pruebas de impregnación de carbón en el soporte zeolítico se realizaron en condiciones estáticas. Volúmenes de las muestras se ponían en contacto con volúmenes adecuados de las soluciones de azúcar procediéndose al mezclado de las fases hasta su homogeneización y a la calcinación de las mezclas preparadas.

El procedimiento de impregnación consta en sí de dos procesos: El proceso de mezclado y el proceso de calcinación.

Las pruebas de impregnación se realizaron en cápsulas de porcelana que posteriormente se colocaban en un horno mufla de laboratorio para realizar el proceso de calcinación revolviéndose las muestras periódicamente una vez alcanzada la temperatura.

Con el fin de determinar la influencia de la temperatura en el proceso de calcinación de las mezclas de zeolita con las soluciones de sacarosa como fuente carbonada, teniendo como experiencia previa que a partir de los 300 °C comienza la descomposición térmica de la sacarosa, se realizaron pruebas a distintas temperaturas, observándose también que en tiempos mayores de 30 minutos aproximadamente comienza la oxidación del carbón.

La calidad de los productos obtenidos en cuanto a sus propiedades de adsorción fue evaluada según los procedimientos establecidos para los carbones activados de acuerdo a las propiedades más importantes como son el diámetro de los poros y las características de los mismos.

Se emplearon los métodos de índice de yodo y el índice de melaza siendo los mismos los de mayor uso para estos fines, ya que nos dan una idea de la capacidad de adsorción de moléculas de distintos tamaños según el tipo de poro que tenga, normalmente es difícil que un carbón tenga poros de un mismo tamaño.

Impregnación de plata metálica y carbón en zeolita empleando sacarosa como fuente carbonada:

Con los resultados obtenidos de la impregnación del carbón en zeolita y con el objetivo de evaluar el poder reductor de la sacarosa sobre la plata se realizó una prueba de impregnación de carbón en zeolita cargada con plata previamente en concentraciones de 1 % aproximadamente, empleando diferentes concentraciones de sacarosa a temperatura de 300 °C y tiempo de 30 minutos.

El procedimiento de impregnación de plata metálica y carbón en zeolita consta en sí de tres procesos: Proceso de adsorción de la plata, proceso de reducción de la plata y proceso de impregnación del carbón.

Las pruebas de adsorción de plata se realizaron en condiciones estáticas. Volúmenes de las muestras de zeolitas se ponían en contacto con volúmenes adecuados de la solución de AgNO_3



en frascos de color ámbar procediéndose a la agitación de la mezcla durante el tiempo establecido en un agitador de bandeja.

Después de concluido este proceso de adsorción la solución de contacto residual era separada de la fase zeolita por decantación y lavada esta última con agua y secada a 105 °C. Alfonso E. y col. 2002

El material seco con la plata adsorbida se mezclaba con las soluciones de azúcar y se procedía a su calcinación según el procedimiento propuesto.

La presencia de plata reducida (Ag^0) en la zeolita al finalizar el proceso era comprobada por análisis de difracción de R_x y método elaborado para determinación de plata metálica en zeolitas. Alfonso E. 2003.

Impregnación de carbón en zeolita empleando melaza como fuente carbonada:

La melaza es un líquido viscoso de color castaño oscuro que se obtiene como producto secundario en la fabricación del azúcar, por tal motivo decidimos probarla también como fuente de carbono, en sustitución de la sacarosa.

Primeramente determinamos la temperatura de calcinación adecuada. Se utilizó el mismo procedimiento que el utilizado para la sacarosa, con la diferencia de que para la melaza, dada la viscosidad de la misma se utilizó menor cantidad para lograr la misma consistencia en la mezcla.

Impregnación de plata metálica y carbón en zeolita:

Se evaluó la metalización de la plata presente en la zeolita con diferentes concentraciones de melaza utilizando el procedimiento descrito.

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

En la Figura 1 se muestran los resultados de la influencia de la temperatura en el proceso de calcinación comprobándose que a temperaturas de 300 °C en las condiciones en que fueron realizadas las pruebas los contenidos de carbón en zeolita son 14.02 y 10.60 % en las muestras obtenidas a partir de sacarosa y melaza respectivamente, también se observa la tendencia a la disminución del contenido de carbón a medida que aumenta la temperatura de calcinación, hasta más de un 50 % a temperaturas de 450 °C para ambas muestras.

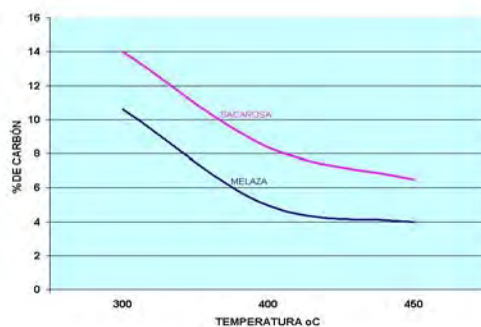


Fig.1 : Influencia de la temperatura en el proceso de calcinación



Los resultados obtenidos en la determinación del índice de yodo y el índice de melaza, tanto para la impregnación de carbón utilizando como precursor la sacarosa como la melaza fueron 47.0% de índice de melaza y 22.0 mg/g de índice de yodo y 29.15 % de índice de melaza y 10.0 mg/g de índice de yodo respectivamente, lo que indica que la mayor parte de los poros formados son poros medios y macroporos.

La influencia de la concentración de sacarosa en zeolita en el proceso de calcinación para la metalización de la plata se puede observar en la Figura 2, donde se demuestra la factibilidad de obtener plata reducida (Ag^0) aumentando su contenido a medida que aumenta el % de sacarosa utilizado.

Es de notar que a partir de concentraciones de sacarosa del 15.2 % no se aprecia un aumento sustancial de metalización, también se puede observar que en la muestra sin sacarosa donde la plata está en forma iónica no se aprecia la presencia de plata.

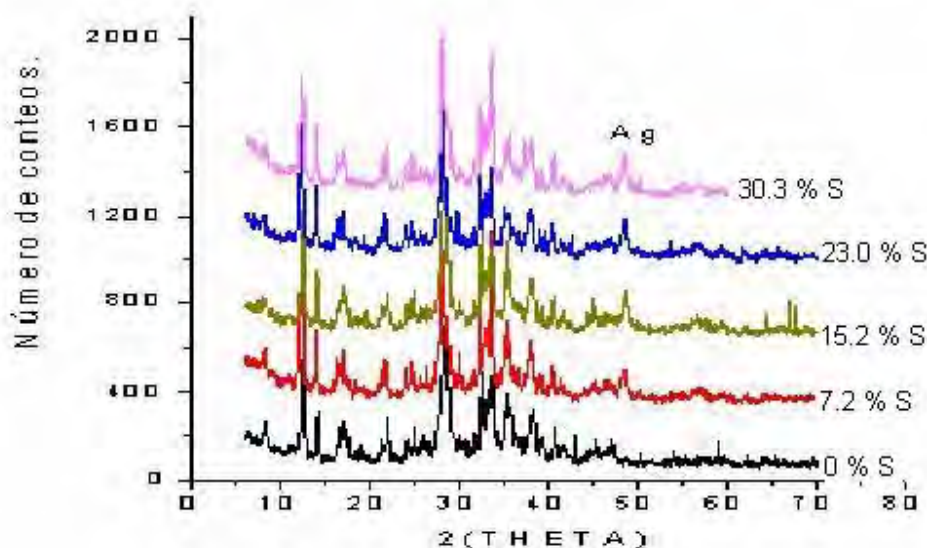


Figura 2 : Metalización de la plata con diferentes concentraciones de sacarosa

Con relación al empleo de melaza en el proceso de reducción de la plata Fig 3 se demuestra también la factibilidad de reducir los iones de plata en las mismas condiciones antes descritas, observándose que a partir de 44 % de melaza en zeolita se obtienen los mayores índices de reducción.

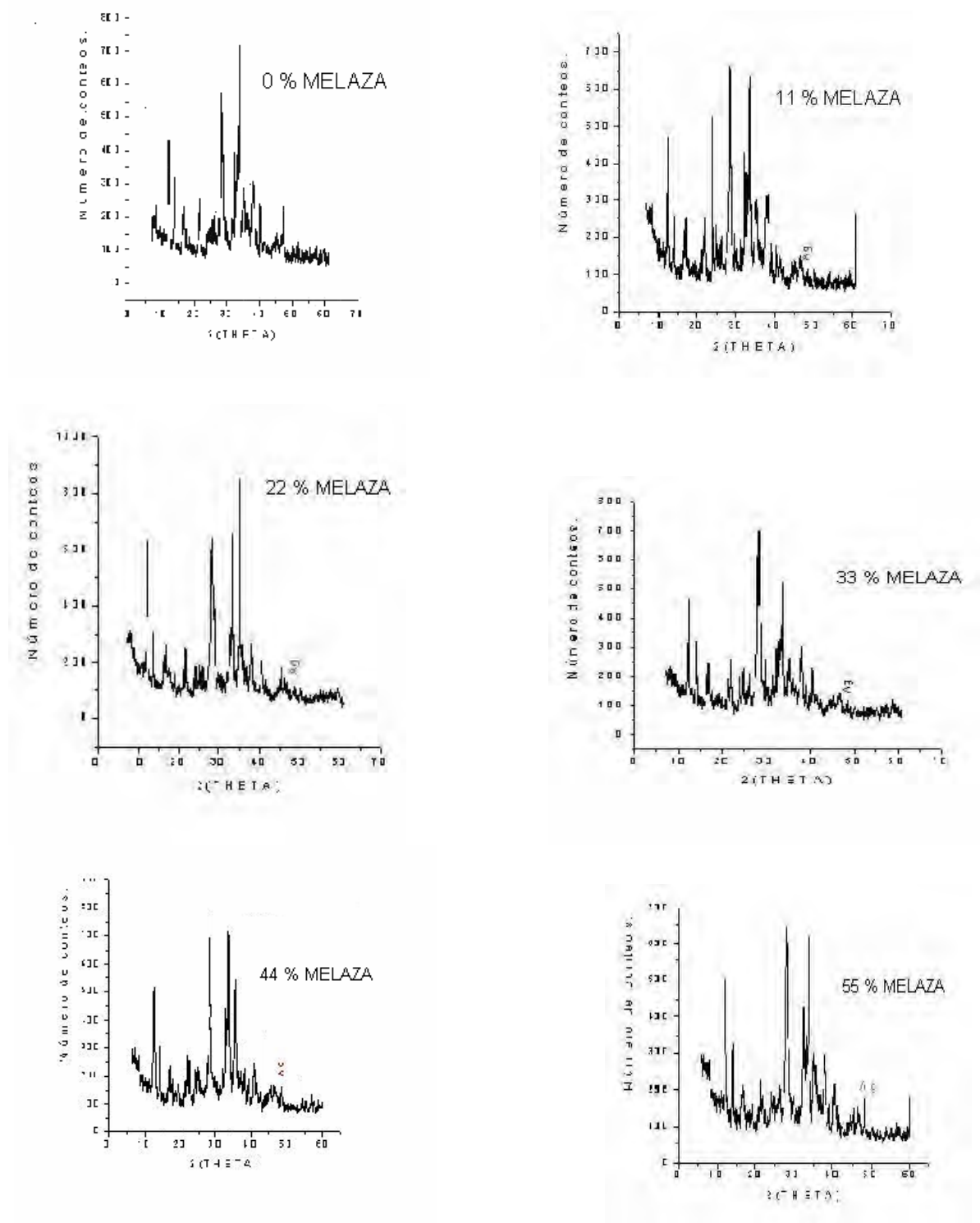


Figura 3 : Metalización de la plata con diferentes concentraciones de melaza.



La reducción de la plata en el proceso de carbonización posiblemente se deba al efecto reductor de estas sustancias (sacarosa y melaza) al calcinarse según las reacciones:



La propiedad bactericida de los productos obtenidos fue satisfactoriamente verificada por el Instituto Nacional de la Pesca en pruebas preliminares realizadas para el control de la enfermedad conocida como mancha blanca o WSS (White Spot Síndrome) que afecta la cría de camarones y es considerada como una enfermedad cosmopolita, devastadora en términos económicos y ecológicos.

CONCLUSIONES

- 1.- Se ha logrado el desarrollo de un procedimiento para la impregnación de carbón en materiales inorgánicos (zeolita) con el empleo de soluciones de sacarosa y melaza.
- 2.- Los materiales impregnados con sacarosa y melaza sometidos posteriormente al proceso de calcinación a temperatura de 300°C contienen de 10 a 14 % de carbón.
- 3.- Tanto la sacarosa como la melaza pueden ser utilizadas satisfactoriamente para la metalización de la plata adsorbida en la zeolita.
- 4.- Se ha desarrollado un procedimiento novedoso que permite la impregnación simultánea de plata metálica y carbón en materiales inorgánicos de formas más sencilla y limpia que los procedimientos desarrollados anteriormente con este objetivo.

BIBLIOGRAFÍA

- Alfonso E. 2003. Método para determinación de plata metálica adsorbida en zeolitas. Comunicación personal.
- Alfonso E.; M.F.Bugallo; A.Alvarez; J.Rodríguez; I.Cabrera y otros. 2002. Informe de Investigación (I.I-106), CIPIMM.
- Czaran E.; J. Papp.; A. Meszaros-Kis. 1989. Acta Chimica Hungarica, 126 (5) : 673 – 683
- European Council of Chemical Manufactures Federation (C:E:F:I:C) 1986. Test Methods for activated carbon.
- Fujiko, M.; T. Yukio, Y. Tatsuo y otros, 1995. Med., Akita. Univ, Japan, Vol 2,(4): 46
- Giannetto, G.; A. Montes, G. Rodríguez-Fuentes, 2000, Zeolitas, Características, Propiedades y Aplicaciones Industriales, Editorial Innovación Tecnológica UCV, Caracas, Venezuela.
- Kim Dok Muk, 1989 No de patente KR8902100
- Nekrasov V.B. 1962, Curso de Química General; Moscú, pag. 702.
- Roque-Malherbe R. 1988, Física Química de las Zeolitas. MES Cuba.
- Rosabal Concepción B.; A.I.Pérez; N.Bogdanchikova.; V.Petranovskii; G.Rodríguez-Fuentes; M.Avalos-Borja. 2000 Caracterización físico-química y estudios microbiológicos de Ag-Clinoptilolita natural XIII Seminario Científico del CNIC Resúmenes

OBTENCIÓN DE CARBONES ACTIVADOS PARA LA PURIFICACIÓN Y SEPARACIÓN DE GASES

Aramís Fernández ⁽¹⁾, **Rubén Aja Muñiz** ⁽¹⁾, **Casto Rafael Castillo** ⁽¹⁾, **Carlos Mafull** ⁽¹⁾, **Miguel Anaya** ⁽¹⁾, **De las pozas, C** ⁽²⁾, **Huertemendía M,** ⁽²⁾ **Idalberto García,** ⁽¹⁾ **Rafael Castillo** ⁽¹⁾, **Niurka Cortes** ⁽¹⁾ **Pedro Villegas** ⁽³⁾

(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero-Metalúrgica (CIPIMM), Carretera de Varona, km 1½, Boyeros, Ciudad Habana, Cuba. E-mail: cipimm@jp.minbas.cu

(2) IMRE

(3) UCLV

RESUMEN

Los resultados preliminares obtenidos abren un futuro perspectivo en relación a la obtención de un carbón activado para la separación de mezclas parafinas- olefinas en la fracción ligera de los gases de refinación del petróleo (LPG), obteniéndose corrientes de hidrocarburos con una elevada pureza y de gran utilidad para la industria metalúrgica cubana en la separación de níquel mas cobalto. En el presente trabajo se estudia la obtención de carbones activados microporosos (CAM) por activación física a partir de la cáscara del coco para la separación y purificación de gases. En el mismo se estudia la influencia de la temperatura y el tiempo en el proceso de activación sobre las características químico- física (carbono fijo, material volátil, cenizas y el % de material quemado) y adsorción (poder decolorante con solución de melaza). Los modelos matemáticos corresponden a los siguientes:

CARBONO FIJO:

CF (%) = $-46,2692 + 0,193253 \cdot T + 1,38481 \cdot \text{tiempo} - 0,0000567368 \cdot T^2 - 0,00129 \cdot T \cdot \text{tiempo} - 0,00192427 \cdot \text{tiempo}^2$

MATERIAL VOLÁTIL :

MV (%) = $140,015 - 0,264228 \cdot T - 0,222485 \cdot \text{tiempo} + 0,000130526 \cdot T^2 + 0,000166667 \cdot T \cdot \text{tiempo} + 0,000251462 \cdot \text{tiempo}^2$

CENIZAS:

CE (%) = $6,2543 + 0,0709754 \cdot T - 1,16233 \cdot \text{tiempo} - 0,0000737895 \cdot T^2 + 0,00112333 \cdot T \cdot \text{tiempo} + 0,00167281 \cdot \text{tiempo}^2$

% DE QUEMADO:

Q (%) = $-840,071 + 1,94808 \cdot T - 0,941528 \cdot \text{tiempo} - 0,00108 \cdot T^2 + 0,00109167 \cdot T \cdot \text{tiempo} + 0,00236111 \cdot \text{tiempo}^2$

Melaza

Melaza (%) = $-1656,74 + 3,3294 \cdot T + 1,76529 \cdot \text{tiempo} - 0,00162642 \cdot T^2 - 0,00143167 \cdot T \cdot \text{tiempo} + 0,000159942 \cdot \text{tiempo}^2$

ABSTRAC

The present article is the second part of a series of three works about the obtention of microporous activated carbons for the purification and separation of gasses. These separation processes are extraordinarily important in developing countries and the project tries not only to prepare selective adsorbents but also the design and construction of equipment which permit representative scaled levels.

Nowadays, the activated carbon can be produced basing on any kind of material rich in carbon, but its properties will be very much influenced by the nature of the raw material it is produced with and by the quality of the activation process. Among the main sources can be highlighted: mineral coal, coconut shells and wood. The coconut shell is the one which produces a final product with greater granulation and hardness, with a uniform volume and high porosity. Besides, due to the fact that it is denser than those obtained from the other raw materials, it makes it much better for the elimination of contaminating chemical products and for the separation and purification of gas mixtures.

The present work studies the obtention of microporous activated carbons (CAM) based on the coconut shells for the separation and purification of gasses. The mathematical models obtained in function of temperature and time, which describe the behavior of fix carbon, volatile materials and ashes, as well as the yield and index of resistance, are the following:

FIX CARBON

$$Y_{CF} = 87.39 - 0.965X_1 - 1.741 X_2 - 1.935 X_1$$

VOLATILE MATERIAL

$$Y_{MV} = 4.86 - 1.36 X_1 - 1.06 X_2$$

ASHES

$$Y_{Cen} = 7.74 + 2.33 X_1 + 2.80 X_2 + 1.68 X_1 X_2$$

Influence on the Molasses Index

$$Y_{ME} = 47.84 + 25.18 X_1 + 15.24 X_2$$

Influence on the Iodine Index

$$Y_{ID} = 1164.35 + 85.96 X_1 + 83.85 X_2$$

Resistance

$$Y_R = 86.74 - 10.21 X_1 - 9.05 X_2 - 7.43 X_1 X_2 - 3.63 X_1^2 - 7.77 X_2^2$$

The characteristics of the activated carbons obtained fulfill in a satisfactory way, the requirements established for the objectives proposed.

INTRODUCCIÓN.

El proyecto tiene como objetivo fundamental la preparación de carbones activados microporosos (CAM) a partir de fuentes renovables para la separación y purificación de gases. 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, madera y cascarón de coco, este último de alta dureza, volumen uniforme y elevada porosidad (**utilizado como precursor en nuestro trabajo**) 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 (**física en nuestro caso**) le confieren un área superficial interna que pueden oscilar entre 500 y 1500 m²/g, que lo convierten de hecho en un adsorbente por excelencia utilizado en innumerables procesos tecnológicos que abarcan diferentes industrias como la metalúrgica, química y petroquímica.

En este último campo, se destacan las aplicaciones mas recientes en los procesos de separación y purificación de mezclas gaseosas por adsorción, devenida como una importante operación unitaria.

El fenomenal desarrollo alcanzado en esta área se debe al número de patentes existentes a nivel mundial acerca de la separación de gases por adsorción, emitidas anualmente en los últimos veinte años.

Las razones fundamentales de este desarrollo son la disponibilidad comercial de un gran espectro de adsorbentes microporosos con diversidad de estructura porosas y propiedades superficiales, que pueden ser utilizados para adsorber selectivamente compuestos específicos de una mezcla fluida y la posibilidad de proyectar muchos diagramas de procesos diferentes bajo la categoría genérica de adsorción por oscilación de presión y adsorción por oscilación térmica para determinado requerimiento de separación mediante los adsorbentes disponibles. La tecnología ha evolucionado hasta llegar a ser versátil y flexible en extremo, debido a las opciones infinitas de materiales adsorbentes y su uso en el diseño de procesos de separación novedosos los que han desempeñado un importante rol.

MATERIALES Y MÉTODOS.

Materia Prima, Equipamiento Utilizado y Metodología Experimental

El objetivo de esta etapa es obtener carbones activados microporosos, para posteriormente realizar un proceso de constricción de poros y dar lugar a la formación de un tamiz molecular.

Materia prima

Se empleó como materia prima carbón obtenido en Hornos Brasileños a partir de la pirolisis de cascarón de coco. Este carbón fue sometido a una etapa de molienda y clasificación para lograr la granulometría requerida en el proceso de activación. La granulometría requerida fue de (-10 +2) mm. Las características químico- físicas de la materia prima son:

**C.fijo =82,29%, M. volátil =13,85%, Cenizas =3,86%, Resistencia = 94,5%,
Humedad = 7,62%.**

Equipamiento.

Las pruebas correspondientes al proceso de activación se realizaron con los equipos siguientes:

Una mufla Griffin, inglesa de laboratorio con control automático de temperatura, con un rango de calentamiento de 30-1200°C.

Una bomba peristáltica Watson-Marlow de flujo volumétrico regulable.

Un pirómetro medidor de la temperatura.

Un termopar a través del cual se controla la temperatura.

Un horno tipo botella en cuyo interior se introduce la muestra que va a ser activada. Los flujos de los gases alimentados son regulados por equipos de regulación de flujos. La temperatura interior de la botella se mide por medio de un termopar de Cr-Alumel conectado a un pirómetro adecuado lo que permite conocer la temperatura de la prueba y poder controlar la misma a través del horno de calentamiento.

En la fotografía se muestra el equipamiento empleado durante la activación del carbonizado de Baracoa.



EQUIPAMIENTO UTILIZADO

Metodología Experimental:

La cantidad de carbón primario (carbonizado de Baracoa) utilizado en cada prueba fue de 200 g de forma que se obtuvieran cantidades de carbón activado suficientes para poder realizar los análisis de caracterización necesarios,

Las pruebas se realizaron de la forma siguiente:

1. Se pesaban 200 g de material.
2. Se introducía el material en la botella, y después de cerrada esta se le hacía pasar una corriente de nitrógeno para desplazar el aire contenido en la misma y mantener una atmósfera inerte. Con posterioridad la botella es introducida en el interior del horno encontrándose este a la temperatura de trabajo (900°C).
3. Colocada la botella en el interior del horno se le daba el tiempo de calentamiento necesario hasta alcanzar la temperatura de la prueba en el interior de la botella, manteniendo constante el suministro de nitrógeno todo ese tiempo. Una vez alcanzada la temperatura de activación, se alimentaba vapor y nitrógeno (para una presión parcial de un 50%)
4. Transcurrido el tiempo de prueba, se extraía la botella del horno, cerrándose el suministro de vapor y disminuyendo el flujo nitrógeno (valor mínimo) con la finalidad de controlar la atmósfera durante el proceso de enfriamiento hasta una temperatura menor de 100°C.
5. Se descargaba el material activado en la botella y se limpiaba mediante un imán para eliminar las partículas de hierro (procedentes de la botella) que pudieran haberlo contaminado.
6. Se pesaba y molía el carbón activado obtenido a una granulometría de -325 mesh de acuerdo a las normas internacionales para la práctica de los ensayos correspondientes. El

rendimiento se calculaba a partir del material activado final.

DESARROLLO DE LA INVESTIGACIÓN.

Esta etapa se desarrolló sobre la base de un diseño de experimentos del tipo factorial de tres niveles (3^2). Para este diseño, el modelo matemático que lo representa es el siguiente:

$$Y = B_0 + B_1 X_1 + B_2 X_2 + B_{11} X_1^2 + B_{22} X_2^2 + B_{12} X_1 X_2$$

Donde:

Y - Variable dependiente o Respuesta

$B_0, B_1, B_2, B_{11}, B_{22}$ - Coeficientes de los diferentes términos

X_1, X_2 : Variables independientes

Variables	Niveles	-1	0	1
temperatura (°C)	X_1	800	850	900
tiempo (minutos)	X_2	60	90	120

En la ecuación el efecto de cada variable se refleja en la magnitud y signo de los coeficientes y se produce al mover la magnitud de la variable de un nivel a otro.

La matriz fue evaluada para las siguientes variables de respuesta:

- % de rendimiento.
- radio de poro nm (BET)
- % de Resistencia

Parámetros constantes del proceso:

- Presión parcial de H_2O (V) = 50 %
- Relación Kg H_2O (V) / Kg de carbón = 3/1
- Carga por prueba = 200 g

DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS

Resultados obtenidos del estudio de la influencia de la temperatura y el tiempo de residencia sobre el Proceso de Activación. Para el Char de Baracoa

Pr. No.	Temp. °C	t min.	C.F. %	M.V %	Cenizas. %	Quemado %	Melaza %
1	800	60	86.80	7.3	5.90	34.15	7.20
2	850	60	87.50	6.5	6.00	37.00	15.79
3	900	60	87.54	4.2	8.26	53.00	59.79
4	800	90	87.10	6.8	6.10	38.50	19.30
5	850	90	87.19	4.2	8.61	55.50	51.78
6	900	90	87.57	3.8	8.63	57.35	61.40
7	800	120	87.20	4.9	7.90	52.12	22.27
8	850	120	83.99	3.9	12.11	68.50	73.33
9	900	120	80.20	2.8	17.00	77.55	78.67
10	850	90	87.30	4.1	8.60	55.25	49.32
11	850	90	87.38	4.2	8.42	55.00	54.11

ANÁLISIS ESTADÍSTICOS DE LOS RESULTADOS.

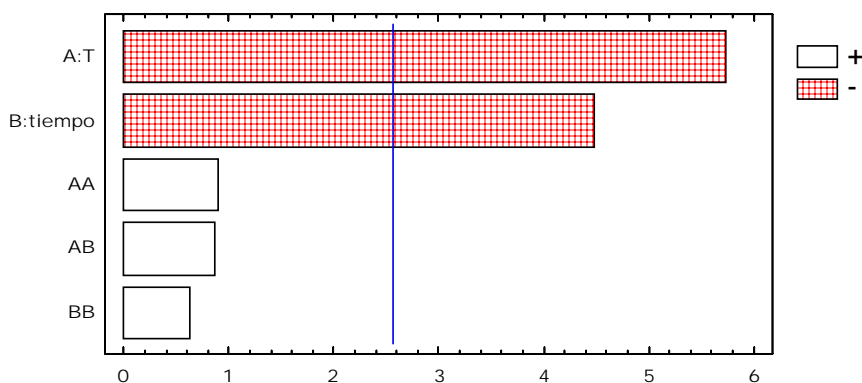
Con los resultados de las pruebas realizadas se determinaron las ecuaciones y la influencia que ejerce cada uno de los parámetros estudiados sobre las variables dependientes seleccionadas, así como las posibles interrelaciones entre estas últimas.

CARBONO FIJO:

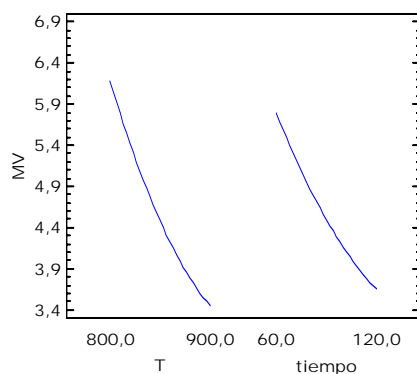
$$CF (\%) = -46,2692 + 0,193253 \cdot T + 1,38481 \cdot \text{tiempo} - 0,0000567368 \cdot T^2 - 0,00129 \cdot T \cdot \text{tiempo} - 0,00192427 \cdot \text{tiempo}^2$$

Análisis de varianza para MV

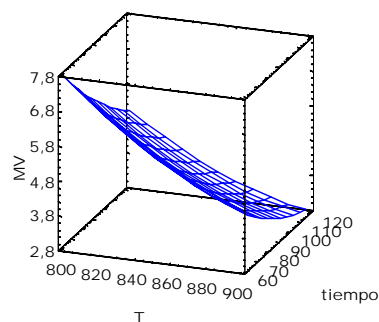
Source	Sum of Squares	Df	Mean Square	F-Ratio	P-Value
A:T	11,2067	1	11,2067	32,80	0,0023
B:tiempo	6,82667	1	6,82667	19,98	0,0066
AA	0,269754	1	0,269754	0,79	0,4149
AB	0,25	1	0,25	0,73	0,4314
BB	0,129754	1	0,129754	0,38	0,5647
Total error	1,70825	5	0,341649		
Total (corr.)	20,5291	10			
R-squared = 91,6789 percent					
R-squared (adjusted for d.f.) = 83,3578 percent					
Standard Error of Est. = 0,584508					



Análisis de pareto



Ploteo de los efectos



Estimación de la superficie
de respuesta en el contorno
experimental

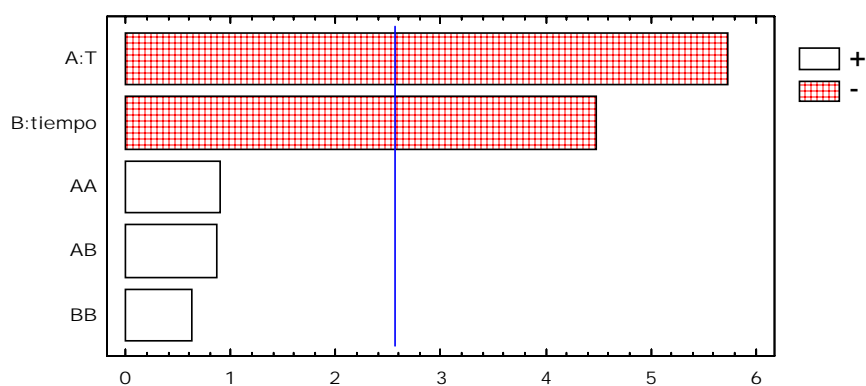
MATERIAL VOLÁTIL :

$$\text{MV (\%)} = 140,015 - 0,264228 \cdot T - 0,222485 \cdot \text{tiempo} + 0,000130526 \cdot T^2 + 0,000166667 \cdot T \cdot \text{tiempo} + 0,000251462 \cdot \text{tiempo}^2$$

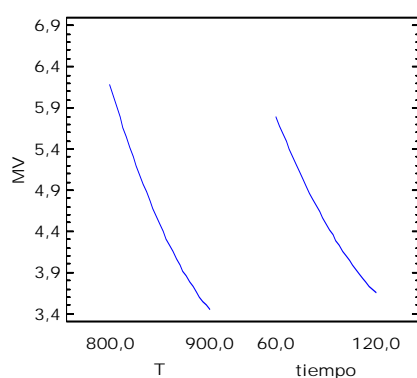
Análisis de varianza para MV

Source	Sum of Squares	Df	Mean Square	F-Ratio	P-Value
A:T	11,2067	1	11,2067	32,80	0,0023
B:tiempo	6,82667	1	6,82667	19,98	0,0066
AA	0,269754	1	0,269754	0,79	0,4149
AB	0,25	1	0,25	0,73	0,4314
BB	0,129754	1	0,129754	0,38	0,5647
Total error	1,70825	5	0,341649		

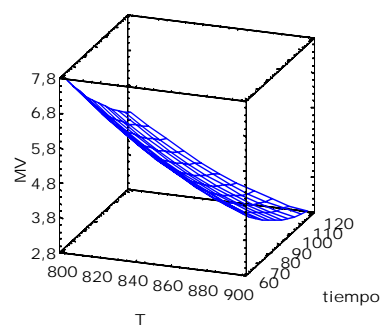
Total (corr.) 20,5291 10
 R-squared = 91,6789 percent
 R-squared (adjusted for d.f.) = 83,3578 percent
 Standard Error of Est. = 0,584508



Análisis de pareto



Ploteo de los efectos



Estimación de la superficie de respuesta en el contorno experimental

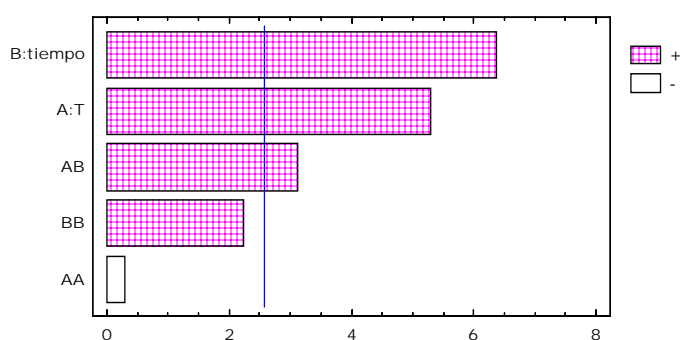
CENIZAS:

$$CE (\%) = 6,2543 + 0,0709754 \cdot T - 1,16233 \cdot \text{tiempo} - 0,0000737895 \cdot T^2 + 0,00112333 \cdot T \cdot \text{tiempo} + 0,00167281 \cdot \text{tiempo}^2$$

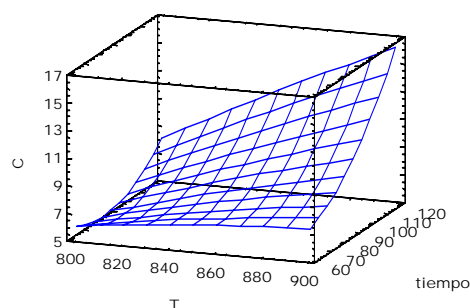
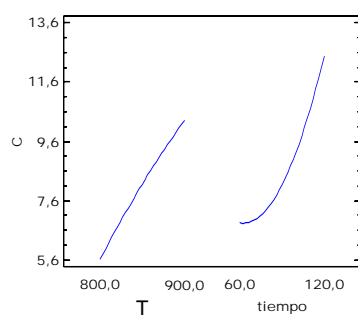
Análisis de varianza de las Cenizas.

Source	Sum of Squares	Df	Mean Square	F-Ratio	P-Value
A:T	32,62	1	32,62	27,78	0,0033
B:tiempo	47,3204	1	47,3204	40,30	0,0014
AA	0,0862107	1	0,0862107	0,07	0,7972
AB	11,3569	1	11,3569	9,67	0,0265
BB	5,74208	1	5,74208	4,89	0,0780
Total error	5,87082	5	1,17416		

Total (corr.) 103,039 10
 R-squared = 94,3023 percent
 R-squared (adjusted for d.f.) = 88,6046 percent
 Standard Error of Est. = 1,08359



Análisis de pareto



Ploteo de los efectos

Estimación de la superficie de respuesta en el contorno experimental

% DE QUEMADO:

$$Q (\%) = -840,071 + 1,94808 \cdot T - 0,941528 \cdot \text{tiempo} - 0,00108 \cdot T^2 + 0,00109167 \cdot T \cdot \text{tiempo} + 0,00236111 \cdot \text{tiempo}^2$$

Análisis de varianza para % de Quemado

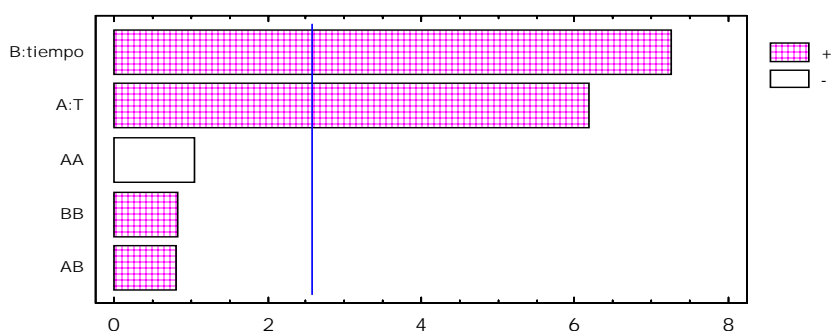
Source	Sum of Squares	Df	Mean Square	F-Ratio	P-Value
A:T	663,602	1	663,602	38,00	0,0016
B:tiempo	913,9	1	913,9	52,33	0,0008
AA	18,468	1	18,468	1,06	0,3509
AB	10,7256	1	10,7256	0,61	0,4687
BB	11,4396	1	11,4396	0,66	0,4551
Total error	87,321	5	17,4642		

Total (corr.) 1699,4 10

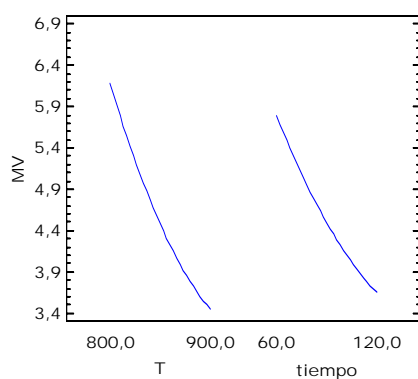
R-squared = 94,8617 percent

R-squared (adjusted for d.f.) = 89,7233 percent

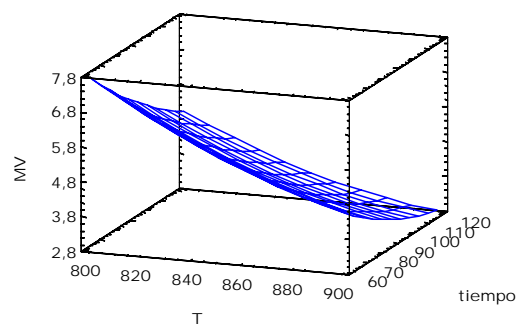
Standard Error of Est. = 4,17902



Análisis de pareto



Ploteo de los efectos



Estimación de la superficie de respuesta en el contorno experimental

Melaza

$$\text{Melaza (\%)} = -1656,74 + 3,3294 \cdot T + 1,76529 \cdot \text{tiempo} - 0,00162642 \cdot T^2 - 0,00143167 \cdot T \cdot \text{tiempo} + 0,000159942 \cdot \text{tiempo}^2$$

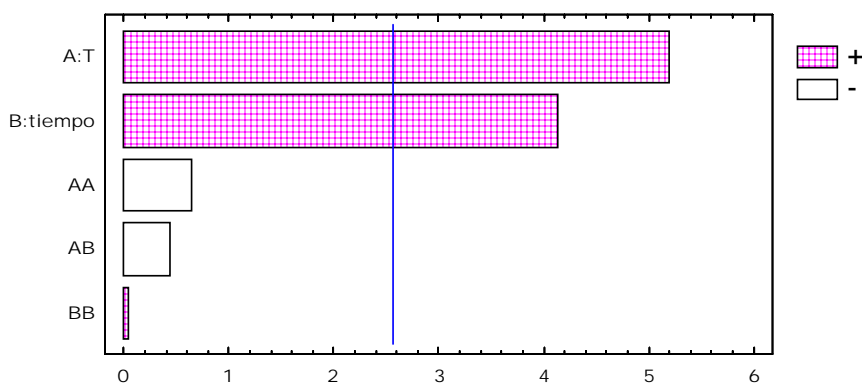
Analysis of Variance for Melaza

Source	Sum of Squares	Df	Mean Square	F-Ratio	P-Value
A:T	2846,65	1	2846,65	26,91	0,0035
B:tiempo	1798,86	1	1798,86	17,00	0,0091
AA	41,8831	1	41,8831	0,40	0,5568
AB	18,447	1	18,447	0,17	0,6936
BB	0,0524928	1	0,0524928	0,00	0,9831
Total error	528,92	5	105,784		
Total (corr.)	5237,16	10			

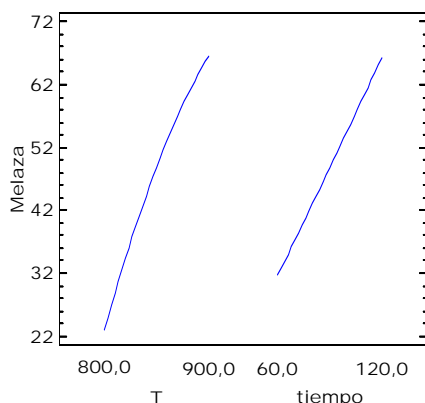
R-squared = 89,9006 percent

R-squared (adjusted for d.f.) = 79,8013 percent

Standard Error of Est. = 10,2851

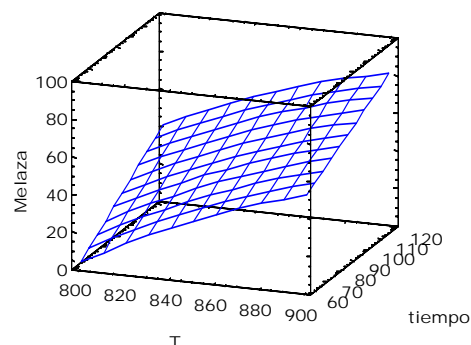


Análisis de Pareto.



Ploteo de los efectos

Estimación de la superficie de respuesta en el contorno experimental



CONCLUSIONES.

1. Las características de las variables dependientes estudiadas se corresponden con lo reportado por la literatura mundial para materiales similares
2. Se observa que un incremento del por ciento de quemado tiende a aumentar la capacidad del índice de melaza, lo que evidencia experimentalmente la existencia de poros alrededor de los 2.8 manómetros.
3. Se obtuvo un carbón activado con características microporosas, precursor para el desarrollo de un tamiz molecular por un proceso de constricción posterior para la separación de gases.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.

- E.A Dawson, G.M.B. Parkes, P.A Barnes. An investigation of the porosity of carbon prepared by constant rate activation in air. Carbon 41,2003, 571-578
- A.M. Slasli, M. Jorge, F.Stoeckli. Water adsorption by activated carbon in relation to their microporous structure. Carbon 41, 2003, 479-486
- B.F Medina, P.R Bonelli. Caracterización textural de carbones activados desarrollados a partir de una madera tropical: Influencia de las condiciones de activación. Avances en energía renovable y Medio Ambiente. Vol. 7, No 1,2003. Impreso en Argentina ISSN 0324-5184.
- P .J. Villegas, J .O. Prieto, Eliminación de metales pesados con carbones activados obtenidos mediante activación con vapor de agua de marabú. . Avances en energía renovable y Medio Ambiente. Vol. 7, No 1,2003. Impreso en Argentina ISSN 0324-5184.
- Wenming. Qiao, Yoko. Korai. Preparation of an activated carbon artifact: oxidative modification of coconut shell based carbon to improve the strength. Carbon 40,2002, 397-402.
- J.Pastor Villegas, C.J. Duran Valle, Pore structure of activated carbon prepared by carbon dioxide and steam activation at different temperatures from extracted rockrose. Carbon 40, 2002, 397-402.
- Jum.Bing yang, Li Cheng Ling, Lang Liu, Preparation and properties of phenolic resin based activated carbon spheres with pore size distribution. Carbon 40, 2002, 911-916.

F.Stoeckli, A.Guillot. The comparison of experimental and calculated pore size distributions of activated carbons. Carbon 40, 2002, 383-388.

F.Stoeckli, A.Guillot. Microporosity in carbon blacks. 40, 2002, 211-215.



ESTUDIO Y SELECCIÓN DE UN CARBÓN PRIMARIO BASE PARA LA OBTENCIÓN DE CARBONES ACTIVADOS MICROPOROSOS

Casto Rafael Castillo⁽¹⁾, Rubén Aja Muñiz Fernández⁽¹⁾, Carlos Mafull⁽¹⁾, Miguel Anaya⁽¹⁾, De las Pozas C. ⁽²⁾, Huertemendia M. ⁽²⁾, Idalberto García⁽¹⁾, Reinier Castillo⁽¹⁾, Niurka Cortes⁽¹⁾

(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica. Carretera Varona #12028 Km 1 ½, Capdevila, Boyeros, Ciudad de La Habana, Cuba, e-mail: cipimm@ip.minbas.cu
(2) Instituto de Materiales y Reactivos (I.M.R.)

RESUMEN:

En el presente trabajo se incluyen los estudios realizados a nivel de banco para la obtención de un carbón primario selectivo con características adecuadas para su selección como precursor de carbón activado grado tamiz molecular.

En el mismo se estudia la influencia de la temperatura y el tiempo en el proceso de pirólisis. Los modelos matemáticos obtenidos en función de la temperatura y el tiempo, que describen el comportamiento del carbono fijo, así como el rendimiento e índice de resistencia son los siguientes:

Carbono fijo (%) = $158,419 - 0,433895 \cdot T - 0,217545 \cdot tpo + 0,000526105 \cdot T^2 + 0,000416667 \cdot T \cdot tpo + 0,000183406 \cdot tpo^2$

Rendimiento (%) = $76,5433 - 0,0970333 \cdot T - 0,0767778 \cdot tpo + 0,000034 \cdot T^2 - 0,000045 \cdot T \cdot tpo + 0,000270833 \cdot tpo^2$

Resistencia (%) = $86,6072 + 0,0573439 \cdot T - 0,00742398 \cdot tpo - 0,0000677895 \cdot T^2 - 0,0000416667 \cdot T \cdot tpo + 0,000065424 \cdot tpo^2$

Existen evidencias experimentales que denotan diferencias entre las características de los carbones primarios del cascarón del coco obtenidos en el laboratorio y entre estos y los obtenidos en los hornos brasileños.

El carbón primario seleccionado como base para el proceso de activación posterior correspondió al obtenido por el sistema tradicional de hornos brasileños, el cuál posee la composición siguiente:

(Carbono fijo =82,29%, Material volátil =13,85%, Cenizas =3,86%, Resistencia = 94,5%).

ABSTRACT

In the present paper are included the studies done at bench level in order to obtain a selective primary carbon with the required characteristics to be selected as precursor of active carbon molecular sieve grade.

In it are reported the results showing the influence of temperature and time in the pyrolysis process.

The mathematical models obtained as function of the temperature and time, which describe the behavior of the fixed carbon, yield and resistance, are the following:

Fixed Carbon (%) = $158,419 - 0,433895 \cdot T - 0,217545 \cdot t + 0,000526105 \cdot T^2 + 0,000416667 \cdot T \cdot t + 0,000183406 \cdot t^2$

Yield (%) = $76,5433 - 0,0970333 \cdot T - 0,0767778 \cdot t + 0,000034 \cdot T^2 - 0,000045 \cdot T \cdot t + 0,000270833 \cdot t^2$

Resistance (%) = $86,6072 + 0,0573439 \cdot T - 0,00742398 \cdot t - 0,0000677895 \cdot T^2 - 0,0000416667 \cdot T \cdot t + 0,000065424 \cdot t^2$



There are experimental evidences that show differences among the characteristics of the primary carbons of coconut shells obtained at the laboratory and among them and those obtained in the Brazilian ovens.

The primary carbon chosen as basis for the activation process coming afterwards was the one obtained by the traditional system of Brazilian ovens, having the following characteristics

(Fixed Carbon =82,29%, Volatile Material =13,85%, Ashes =3,86%, Resistance = 94,5%).

INTRODUCCIÓN

El presente trabajo tiene como objetivo la obtención de un carbón primario (char) como base para el desarrollo de un carbón activado para la separación y purificación de gases.

Estudios previos han demostrado que un tratamiento de carbonización adecuado induce a la generación de carbonizados con un mayor y mas homogéneo desarrollo microporoso influyendo positivamente en la textura de los carbones activados y en el desarrollo de la porosidad. (7)

En general los carbones activados son producidos mediante la carbonización de materias primas previa a la activación física con vapor. El proceso de carbonización deja un efecto impreso sobre el producto final y la selección cuidadosa de los parámetros de carbonización es importante para poder producir la calidad requerida en el carbón activado. El propósito del proceso de carbonización es enriquecer el contenido de carbón y crear una porosidad inicial en el char.

Actualmente el char puede ser producido a partir de cualquier material rico en carbono, pero sus propiedades estarán muy influenciadas por la naturaleza de la materia prima con que es producido y por las condiciones del proceso de pirólisis.

Entre las principales fuentes se destacan: carbón mineral, cascarón de coco y madera. De estos el cascarón de coco produce un producto final granulado, con buena dureza, un volumen uniforme y alta porosidad, lo cual lo hace muy cotizado para la obtención de carbones activados.

Muchos fabricantes comerciales han utilizado diferentes precursores, métodos de carbonización y procedimientos de activación para producir una gran variedad de carbones para las aplicaciones de separaciones de gases.

En nuestro trabajo utilizaremos como precursor principal el cascarón de coco y como método para la obtención de un char la carbonización por hornos verticales o de retorta.

En la actualidad, en nuestro país, se produce un carbón primario por la tecnología de hornos tradicionales brasileños los que son utilizados como materia prima para la obtención de carbón activado en la planta industrial de Baracoa.

ASPECTOS TEÓRICOS.

Etapas de pirólisis.



La carbonización incluye la descomposición térmica del material carbonáceo, eliminando las especies no carbonosas y produciendo una masa de carbono fijo, y una estructura de poros rudimentaria. El proceso es llevado a cabo a temperaturas por debajo de los 800°C y bajo una corriente continua de gases generados in situ. Los parámetros más importantes que determinan la calidad y el rendimiento del producto carbonizado son la velocidad de calentamiento, temperatura final, tiempo de residencia a la temperatura final, y la naturaleza y estado físico de la materia prima. Una baja velocidad de calentamiento durante la pirólisis da como resultado una menor volatilización y un mayor rendimiento de carbón [1,2] debido al incremento de la deshidratación y una mejor estabilización de los componentes poliméricos. Sin embargo, se halló que la microporosidad del carbón era independiente de la composición del precursor y de la velocidad de calentamiento en la pirólisis [1].

Durante la pirólisis (tratamiento térmico hasta <700 °C cuando tienen lugar los mayores cambios en la estructura) y la carbonización (tratamiento térmico hasta >700 °C cuando ocurre el desarrollo del carbón aromático), se inicia un proceso de rompimiento o descomposición de la red de familia polimérica [1 (Fig1. 10)]. Se generan radicales libres y una considerable energía de tensión se introduce en el enrejado. La estructura celulósica, sometidas a pirólisis pierde pequeñas moléculas como volátiles, agua y dióxido de carbono junto con una complejidad de ácidos alifáticos, carbonilos, alcoholes, etc. Estas evoluciones no ocurren a una sola temperatura de descomposición, sino en un rango de temperaturas. Según las moléculas pequeñas son eliminadas de la red macromolecular original, el enrejado resultante, químicamente reactivo, inmediatamente se cierra alrededor de los vacíos creados por las pérdidas de volátiles.

Como resultado, no hay fusión. Consecuentemente, se está creando un nuevo enrejado continuamente, con una composición de mayores relaciones de C/H y C/O debido a la pérdida preferencial de hidrógeno y oxígeno [1 (Fig1. 10)].

El enrejado nuevamente creado, más rico en carbón que el enrejado original celulósico, posee una considerable energía de activación y no están en equilibrio termodinámico por que el estado más estable es el grafito, similar a las moléculas que constituyen el LAMELLAR (LCM, son capas de átomos de carbón aproximadamente paralelas). Por lo tanto, con el incremento de la temperatura de tratamiento térmico dentro del rango de carbonización, la red inestable se hace más carbonácea y más aromática según los átomos de carbono reajustan su posición y se aproximan a un sistema de anillo con seis miembros que son los bloques que constituyen el LCM. Son los espacios o elementos de volumen entre estos LCM unidos , lo que constituye la microporosidad del carbón.

Una descripción más detallada de lo que ocurre durante esta etapa de carbonización aparece a continuación:

Cuando se calienta la madera, empieza a producirse una desecación. El agua de impregnación, unida coloidalmente, necesita temperaturas de 98 a 103°C para poder romper la unión higroscópica, con lo cual queda totalmente eliminada al llegar a dichas temperaturas.

Las coníferas también suelen destilar simultáneamente terpenos, de modo que resulta erróneo calcular la humedad refiriéndola al peso seco. A algo más de 100°C comienza



también una descomposición muy lenta hasta 200°C, pero que puede apreciarse por la pérdida de peso que tiene lugar.

Aquí se produce, en esencia, un desdoblamiento irreversible del agua. A más de 200°C la reacción se va haciendo rápidamente más perceptible, y a unos 275°C empieza, de súbito, a desarrollarse violentamente, con lo que se liberan cantidades considerables de calor. J.C.Chorky y W. Ramsay [3] fueron los primeros que investigaron más detenidamente la variación de la temperatura en la destilación.

Para ello dispusieron de una retorta en un baño de aceite y midieron la temperatura del aceite y la del interior de la retorta. En la Fig. 1, en dicha, referencia aparecen los valores obtenidos y se puede apreciar cómo a causa de la reacción exotérmica (auto carbonización) la temperatura interior llega a sobrepasar en unos 40°C la del baño de aceite.

P. Klason [4] y sus colaboradores estudiaron con especial cuidado la termoquímica de la carbonización de la madera, y confirmaron que la destilación comienza a 250°C, se hace muy viva a unos 275°C y termina a los 350°C. La exotermia del proceso de auto carbonización puede verse también en la Fig. 2 de P Klason [4] y colaboradores; en ella y en lo que se refiere al rendimiento gaseoso, se puede confrontar la suma de los gases combustibles con la proporción de CO₂. Es de notar que los rendimientos aumentan bruscamente por unidad de tiempo en los períodos de carbonización para después volver a bajar rápidamente.

Después de la autocarbonización se forman hasta 500°C muchos gases ricos en hidrocarburos compuestos aproximadamente de 50 % de C_nH_m (principalmente metano), 25 % de CO₂ y el resto de CO e H.

En el intervalo de 500 a 700°C la producción de gas es escasa, el anhídrido carbónico aparece posterior a la parte condensada y el hidrógeno constituye ahora el componente principal; los hidrocarburos se descomponen liberando carbono, lo cual hace aumentar el rendimiento en carbón vegetal.

En relación con lo anterior, Juan [5] que investigó los gases y el carbón obtenido por destilación seca de madera de coníferas en un horno Schwatz (horno de carbonización revestido de ladrillos), determinó la riqueza en carbono del carbón de madera, y la composición de los gases incondensables en relación con las temperaturas de carbonización hasta 900°C determinó que, entre 280 y 380°C, la riqueza del carbono era del 78 %; entre 380 y 500°C, del 84 % y entre 700 y 900°C se eleva hasta el 91 %. Estos datos han sido confirmados también por prácticas.

El poder calorífico de los gases de la madera, según estas investigaciones alcanza su valor máximo de 4780 kcal/m³ en la destilación a temperaturas de 380 hasta 500°C, debido a su elevado contenido de hidrocarburos (casi del 50 %).

En la práctica, para tener el máximo rendimiento en carbón vegetal, ácido acético y alcohol metílico, se destila lentamente a temperatura moderada, cuando empiece a desprenderse calor, se disminuye el calentamiento o se quita completamente, y el proceso termina a una temperatura de unos 400°C, medida en los gases producidos.



Trabajando de esta forma con retortas, no se inicia el período de producción de H₂, fijado por encima de los 500°C, pero si el período de hidrocarburos que aparece a partir de los 280°C. El proceso de destilación seca se puede formular, según P. Klason, G.Von Heidenstem y E. Norlin, de la manera siguiente:

Madera: 2C₄₂H₆₀O₂₃

$$\frac{3 \text{ C}_{16} \text{ H}_{10} \text{ O}_2}{\text{Carbón vegetal}} + 28 \text{ H}_2 \text{ O} + 5 \text{ CO}_2 + 3 \text{ CO} + 2 \text{ CH}_3 \cdot \text{COOH} + \text{CH}_3 \text{ OH} + \frac{\text{C}_{23} \text{ H}_{22} \text{ O}_4}{\text{Alquitrán}}$$

De la madera seca resultan, según estas fórmulas, alrededor de:

34.7% de carbón.

24.9% de agua.

15.0% de gases (CO, CO₂).

5.9 % de ácido acético.

1.6 % de metanol.

17.9 % de alquitrán.

PIROLISIS EN HORNOS VERTICALES (RETORTA).

Materia Prima, Equipamiento Utilizado y Metodología Experimental.

El objetivo de la pirolisis es determinar la influencia de las variables temperatura y tiempo sobre las variables de respuesta estudiadas, (resistencia, carbono fijo y rendimiento) y realizar la selección y comparación de un carbón primario con el obtenido en hornos brasileño.

Materias primas utilizadas.

Se empleó como materia prima para el estudio de la pirolisis, cascarón de coco crudo, procedente de Baracoa, municipio de Guantánamo. Este material fue molido y clasificado a una granulometría de -25 +3,18 mm de la que se obtuvo una muestra representativa para su caracterización con los resultados siguientes: C.fijo= 20,87%, M. volátil= 78,612% y Cenizas= 0,51%. Adicionalmente, se procesó una muestra de carbón primario procedente de Baracoa, obtenido en Hornos Brasileños a partir de la pirolisis de cascarón de coco. Este carbón fue sometido a una etapa de molienda para su análisis. Las características químico-físicas del mismo son: C.fijo =82,29%, M. volátil =13,85%, Cenizas =3,86%, Resistencia = 94,5%.

Equipamiento

Para realizar las pruebas se empleó una retorta de acero inoxidable de 10 cm de diámetro x 54 cm de alto. La misma está provista de un termopar Cr-Copel que sirve para medir la temperatura del material dentro de la retorta durante la carbonización por medio de un pirómetro. Un horno mufla preparado como medio calefactor, el cual cuenta con un pirómetro controlador-indicador que permite ajustar la velocidad de calentamiento durante la prueba. La temperatura se mide con un termopar de cromel-alumel. [Fotografía No.1.](#)



Fotografía No.1. Retorta para carbonización

Metodología experimental.

La cantidad de material crudo (muestra representativa) utilizado en cada una de las pruebas fue de 570 g. Estos 570 g. se determinaron de acuerdo al volumen efectivo de trabajo disponible en la retorta. Este volumen está referido a la zona de la retorta en la cuál se obtiene una temperatura uniforme en la muestra de acuerdo con la temperatura establecida en la mufla de calentamiento. Las pruebas se realizaron de la forma siguiente:

- 1- Se pesaban 570 g de material crudo en una balanza.
- 2- Se introducía un peso de muestra de material en la retorta, la cuál después de cerrada se colocaba en el interior del horno.
- 3- Se iniciaba el calentamiento, controlándose la temperatura de la mufla de acuerdo con la temperatura que iba alcanzando la muestra en el interior de la retorta.
- 4- Una vez alcanzada la temperatura de la prueba en el interior de la retorta, se le daba el tiempo de retención correspondiente a la misma..
- 5- Transcurrido el tiempo de retención, se extraía la retorta del horno, y se enfriaba con agua exteriormente, hasta que la temperatura interior fuera menor de 100 °C.



6- Después del enfriamiento, se extraía el material carbonizado de la retorta, y se pesaba pasándolo posteriormente por un proceso de homogenización, cuarteo y molienda, antes de ser enviado para su análisis químico.

Desarrollo de la Investigación. Etapa de Pirolisis.

La investigación se desarrolló sobre la base de un diseño de experimentos del tipo factorial de tres niveles (3^2), Para este diseño, el modelo matemático que lo representa es el siguiente:

$$Y = b_0 + b_1X_1 + b_2X_2 + b_{11}X_1^2 + b_{22}X_2^2 + b_{12}X_1X_2$$

Donde:

Y - variable dependiente o respuesta.

$b_0, b_1, b_2, b_{11}, b_{22}, b_{12}$ - coeficientes de diferentes términos.

X_1, X_2 - variables independientes.

Las variables estudiadas y los niveles establecidos fueron los siguientes:

Niveles	-1	0	+ 1
<u>Variables.</u>			
X_1 , temperatura (°C)	400	450	500
X_2 , tiempo (hr)	1	2	3

La matriz fue evaluada para las siguientes variables dependientes o respuestas:

- a) Rendimiento %.
- b) Resistencia, %.
- c) Carbono Fijo, %.

Resultados obtenidos y discusión.

A partir de los resultados obtenidos, Tabla No.I , se determinaron las ecuaciones del entorno experimental y la influencia que ejerce cada uno de los parámetros estudiados sobre las variables dependientes o respuestas, así como las interrelaciones entre estas últimas.



Tabla No.I. Resultados de la matriz de pirólisis

Pruebas	Temp.. °C	Tiempo min.	Rend. %	C. Fijo %	M. V %	Cenizas %	Resistencia %
1	400	60	38.34	65.97	32.7	1.33	97.42
2	450	60	35.10	69.57	29.0	1.43	97.39
3	500	60	31.48	72.77	25.6	1.63	96.90
4	400	120	35.80	66.00	32.6	1.40	96.92
5-a	450	120	31.80	68.2	30.2	1.60	96.36
6	500	120	28.51	74.28	23.9	1.82	95.86
7	400	180	34.90	66.07	32.5	1.43	96.38
8	450	180	30.99	69.40	29.0	1.60	96.2
9	500	180	27.50	77.87	20.3	1.83	95.36
5-b	450	120	32.96	70.04	28.4	1.56	96.39
5-c	450	120	31.20	67.8	30.4	1.60	96.56

La data experimental se procesó empleando un software versión 5 de Statgraphics y tabulador matemático EXCEL. A todas las variables se les determinó la varianza de la media de cada término de la ecuación y un posterior análisis por Pareto los cuáles se muestran en forma de tablas y gráficos. También se realizó un estudio de optimización por variable del entorno experimental puesto que el diseño 3^2 genera una superficie parabólica. A continuación se presentan los modelos matemáticos obtenidos para cada variable respuesta.

CARBONO FIJO.

Modelo matemático:

$$C. \text{ fijo (\%)} = 158,419 - 0,433895 \cdot T - 0,217545 \cdot tpo + 0,000526105 \cdot T^2 + 0,000416667 \cdot T \cdot tpo + 0,000183406 \cdot tpo^2$$

Un análisis de la varianza de la media de cada termino de la ecuación puede ser observado en la Tabla No.II y el análisis por Pareto, en el gráfico-1. Los mismos muestran que para un nivel de confiabilidad de un 95%, el carbono fijo depende principalmente de la variable temperatura, la que influye de forma positiva, o sea, un incremento de la temperatura ocasiona un aumento en el % de carbono fijo. Este efecto se debe a que hay un mayor desprendimiento de compuestos volátiles con el aumento de la temperatura. Los valores f de Fischer y Pareto confirman lo expuesto anteriormente; siendo la temperatura la única variable importante. El resto de las variables e interacciones no ejercen influencias significativas



Tabla No. II. Análisis de varianza

Interacciones	Sum of Squares	Df	Mean Square	f-Ratio	p-Value
A:T	120,422	1	120,422	103,69	0,0002
B:tpo	4,21682	1	4,21682	3,63	0,1150
AA	4,38246	1	4,38246	3,77	0,1097
AB	6,25	1	6,25	5,38	0,0681
BB	1,1044	1	1,1044	0,95	0,3743
Total error	5,8066	5	1,162		

A=Temperatura B= tiempo

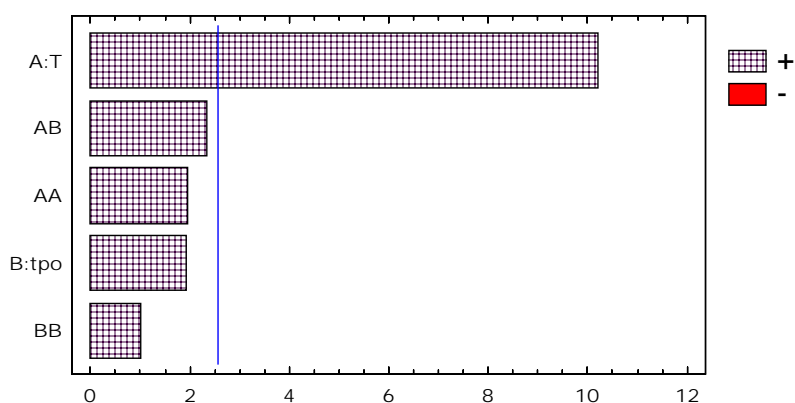


Gráfico-1. Análisis de Pareto para carbono fijo

En este caso buscamos maximizar la variable respuesta por lo que aplicamos el método de ascensión por el gradiente obteniendo como resultado las siguientes condiciones..

Valor óptimo = 77,2818 %

factor	bajo	alto	óptimo
T	400,0	500,0	500,0
tpo	60,0	180,0	180,0

Las gráficos2 y 3 muestran dicho comportamiento

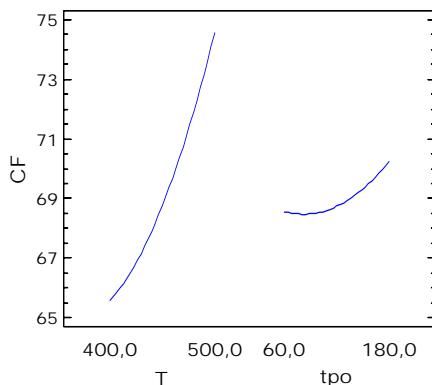


Gráfico-2. Ploteo de los efectos principales

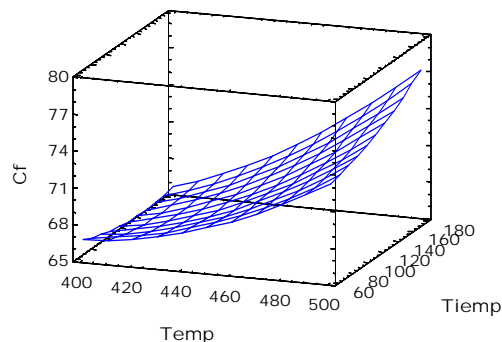


Gráfico-3. Estimación de la superficie de respuesta del contorno experimental

RENDIMIENTO.

La ecuación del modelo obtenido es la siguiente:

$$\text{Rendimiento (\%)} = 76,5433 - 0,0970333 \cdot T - 0,0767778 \cdot tpo + 0,000034 \cdot T^2 - 0,000045 \cdot T \cdot tpo + 0,000270833 \cdot tpo^2$$

Los valores de varianza de la media (Tabla No.III) y análisis por Pareto (gráfico 4) para un nivel de confiabilidad de un 95%, reflejan que las variables temperatura y tiempo ejercen las mayores influencias, ambas con un efecto negativo sobre el rendimiento de acuerdo con los valores observados de p value; siendo los efectos cuadráticos y las interacciones entre ellas no significativas con valores de p value >0,05.

Tabla No.III. Análisis de varianza

Source	Sum of Squares	Df	Mean Square	F-Ratio	P-Value
A:T	77,4004	1	77,4004	230,53	0,00001
B:tpo	22,1568	1	22,1568	65,99	0,0005
AA	0,0183033	1	0,0183033	0,05	0,8246
AB	0,0729	1	0,0729	0,22	0,6608
BB	2,40825	1	2,40825	7,17	0,0439
Total error	1,67877	5	0,335753	7,17	0,0439

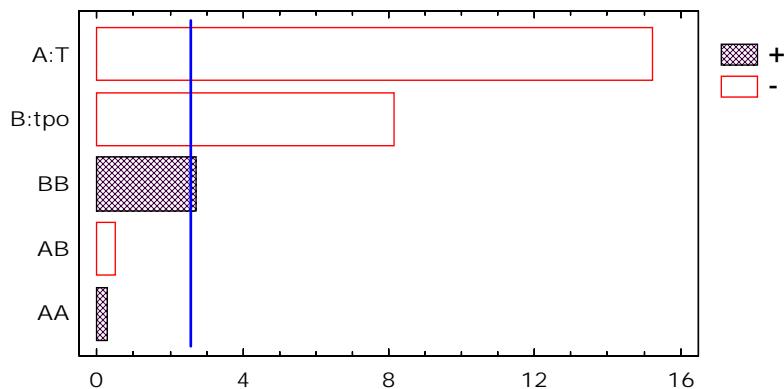


Gráfico-4. Análisis de Pareto para Rendimiento.

En este caso buscamos maximizar la variable respuesta por lo que aplicamos el método de ascensión por el gradiente obteniendo como resultado las siguientes condiciones..

Valor óptimo = 38,4583

Factor	Bajo	Alto	Óptimo
T	400,0	500,0	400,0
tpo	60,0	180,0	60,0

En los gráficos 5 y 6 se puede observar con mayor detalle este comportamiento y corrobora lo planteado anteriormente

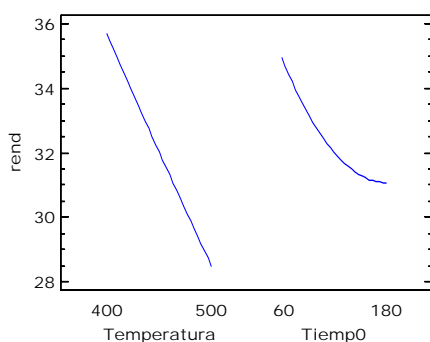


Gráfico-5. Ploteo de los efectos principales

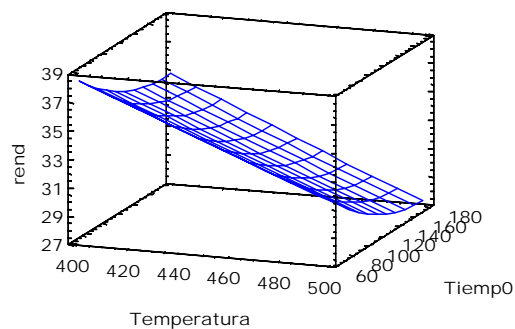


Gráfico-6. Estimación de la superficie de respuesta en el contorno experimental



Resistencia.

Ecuación del modelo matemático obtenido:

$$\text{Resistencia (\%)} = 86,6072 + 0,0573439 \cdot T - 0,00742398 \cdot \text{tpo} - 0,0000677895 \cdot T^2 - 0,0000416667 \cdot T \cdot \text{tpo} + 0,000065424 \cdot \text{tpo}^2$$

La varianza de la media se reporta en la Tabla No.IV y un análisis por Pareto, en el gráfico-7, para un nivel de confiabilidad de un 95%. Ambos revelan que la resistencia depende principalmente de las variable temperatura y tiempo que influyen de forma negativa, puesto que afectan la solidez de la estructura (ver tabla-1) También se observa que el efecto cuadrático del tiempo tiene ligera significación en el proceso con un efecto positivo sobre el mismo. El resto de las efectos no son significativos $p\text{-value} > 0.05$.

Tabla No. IV. Análisis de varianza

Source	Sum of Squares	Df	Mean Square	F-Ratio	P-Value
A:T	1,12667	1	1,12667	63,28	0,0005
B:tpo	2,36882	1	2,36882	133,05	0,0001
AA	0,0727607	1	0,0727607	4,09	0,0992
AB	0,0625	1	0,0625	3,51	0,1199
BB	0,140531	1	0,140531	7,89	0,0376
Total error	0,0890193	5	0,0178039		

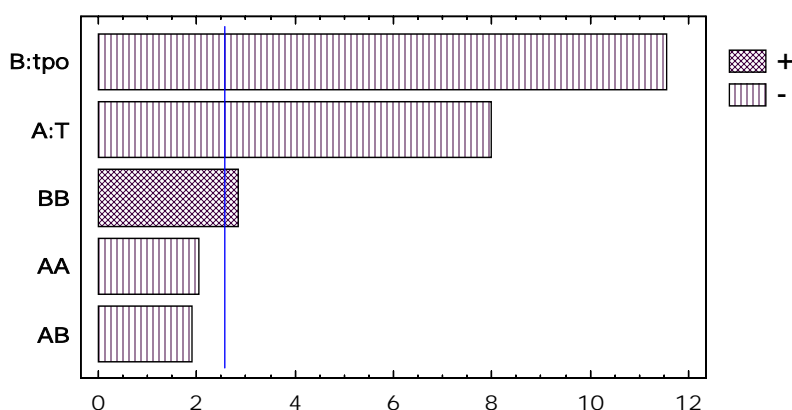


Gráfico-7. Análisis de Pareto

La optimización del entorno del experimento se realiza buscando maximizar la variable respuesta donde se obtienen los resultados siguientes:

Valor óptimo = 97,4899

factor	bajo	alto	óptimo
T	400,0	500,0	404,603
tpo	60,0	180,0	60,0

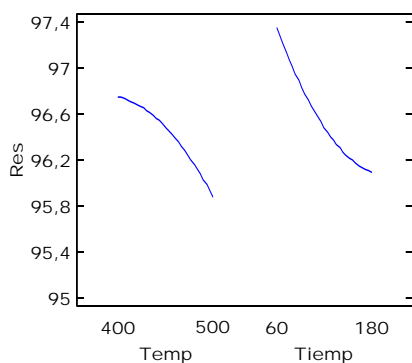


Gráfico-8. Ploteo de los efectos principales

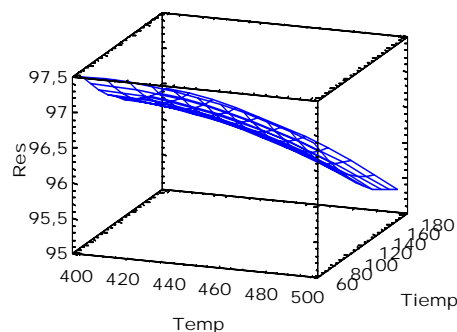


Gráfico-9. Estimación de la superficie de respuesta en el contorno experimental

En el proceso de pirolisis, los factores que se analizaron como condición principal de un carbón primario (Char) para la obtención de un carbón activado fueron los siguientes:

Carbono fijo, rendimiento y resistencia.

De los resultados obtenidos podemos decir que las variables estudiadas (temperatura y tiempo) ejercen un efecto significativo sobre algunos de los índices evaluativos empleados. En el rango de temperaturas estudiado (400- 500°C) es evidente que los incrementos de ésta favorecen un aumento del carbono fijo (aumenta la eliminación de material volátil), así como una disminución del rendimiento y la resistencia del carbón primario, al igual que ocurre con el aumento del tiempo de residencia en un intervalo de 60 a 120 minutos.

Como un resultado parcial del estudio de la pirolisis es posible señalar que la selección de los valores de las variables de este proceso no responde necesariamente a los óptimos de manera independiente ya que existe un nivel de compromiso entre las diferentes variables para obtener un mejor resultado global.

De acuerdo con lo antes expuesto, en la tabla No-1 aparecen los carbones primarios seleccionados (pruebas 3, 6, 9) que se comparan con el obtenido por el sistema tradicional de hornos brasileños (C.fijo =82,29%, M. volátil =13,85%, Cenizas =3,86%, Resistencia = 94,5%) y que no difieren significativamente para justificar una inversión en esta tecnología.

Por ello en la etapa que continua referida al proceso de activación se utilizó como precursor el carbón primario obtenido en hornos brasileños



CONCLUSIONES:

1. Se corroboró que el comportamiento de las variables dependientes estudiadas se corresponden con los resultados reportados en la literatura mundial.
2. Se muestran evidencias experimentales que denotan diferencias entre las características de los carbones primarios del cascarón del coco obtenidos en el laboratorio y entre estos y los obtenidos en los hornos brasileños.
3. El carbón primario seleccionado como base para el proceso de activación posterior correspondió al obtenido por el sistema tradicional de hornos brasileños.

(C.fijo =82,29%, M. volátil =13,85%, Cenizas =3,86%, Resistencia = 94,5%).

RECOMENDACIONES

Es importante resaltar la necesidad de estudiar como materia prima inicial una nuez de coco con un mayor espesor a fin de analizar el comportamiento de su resistencia con los parámetros estudiados.

BIBLIOGRAFÍA

Cooney, David O., Activated Charcoal in Medical Applications. 1995.

Chand Bansal, R. and Donnet, Jean-Baptiste , Active Carbon Chapter 1, pages 1-2 (1988)

Chorky, J. C. ; W. Ramsay: J Soc. Chem. Ind.II (1982) N.7. pages 395, 872.

Klason,P. ; Ark. Kemi, Mineral. Geol. T. 5 (1913) N. 7.

Juan, E. :Stahl und Eisen, T. 27 (1907), pag. 733 y 771

European Council of Chemical Manufactures Federations (CEFIC). Test methods for activated carbon. April, 1986.

R. Manso, T. Acenteno y J. A. Pajares," Preparación de carbones activados con propiedades de tamiz molecular ", Actas de la 26 Reunión Bienal de la Real Sociedad Española de Química, Vol.1,173-174, Universidad de Cádiz, Ed., Cádiz, 1997



LA PRODUCCIÓN INDUSTRIAL DE CARBÓN ACTIVADO EN CUBA. UNA VIA PARA SUSTITUIR IMPORTACIONES.

**Idalberto García Fernández⁽¹⁾, Casto R. Castillo Eguis⁽¹⁾, Aramis Fernández
Rodríguez⁽¹⁾, Rubén Aja Muñiz⁽¹⁾, Lidia Calzada⁽¹⁾**

(1) Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica. Carretera Varona #12028 Km 1 ½,
Capdevila, Boyeros, Ciudad de La Habana, Cuba, e-mail: cipimm@ip.minbas.cu

RESUMEN

Durante el quinquenio 96-90 se realizaron las investigaciones a nivel de laboratorio y banco que suministraron los datos necesarios para diseñar y construir dos plantas pilotos (una discontinua y otra continua). En la planta de proceso continuo (0,7 t/día) se pilotearon la activación de conchas de coco pirolizadas y carbón de casuarina, con las que se efectuaron pruebas de uso en instituciones nacionales tales como el azúcar, 11 hospitales, Centros del Polo Científico del Oeste, Termoeléctricas, etc.

Con la tecnología y asesoría del CIPIMM aprovechando las experiencias acumuladas, el Centro de Proyecto de nuestra Unión Geominera, proyectó y construyó una Planta Industrial con capacidad de 500 t de Carbón Activado por año en el Municipio de Baracoa, provincia Guantánamo.

La planta está compuesta por sistema de molienda y clasificación de carbones primarios, silos de almacenaje, horno rotatorio de activación, caldera de vapor de agua, sistema de clasificación del producto final, silo de almacenaje y envasado. Un pequeño laboratorio se utiliza para el control del proceso. Una computadora recibe datos de temperaturas, flujos alimentación, descarga y análisis químicos y físicos los procesa y almacena,

El proceso que emplea esta planta es el conocido como activación física con vapor de agua.

Las experiencias acumuladas en los años de operación de la planta han permitido la sustitución de carbones importados de altos precios en el mercado mundial contribuyendo así a disminuir el efecto del bloqueo impuesto por nuestros enemigos.

INDUSTRIAL PRODUCTION OF ACTIVATED CARBON IN CUBA. A WAY TO SUBSTITUTE IMPORTS.

ABSTRACT

During the five years period of 1996-1990, research works were carried out at laboratory and bench scale which gave the necessary data to design and construct two pilot plants (a continuous one and a discontinuous one). In the continuous process one (0.7 t/day) pyrolyzed coconut shells were activated and casuarina (¿cassowary?) carbon, with which use tests were carried out in national institutions such as 11 hospitals, sugar cane facilities, Centers from the Western Scientific Pole, Thermoelectric Plants, etc.

With the technology and advisory of the CIPIMM, and taking advantages of the accumulated experience, the Project Center of our Geomining Union projected and build an Industrial Plant with 500 t capacity of Activated Carbon per year in the Baracoa Municipality, in Guantánamo province.

The Plant has a grinding and classification system for primary carbon, storage silos, a rotary furnace for activation, water vapor burner, a classification system for the final product, storage system and packing system. A small laboratory controls the process. A computer receives the data of temperatures, feeding flows, unloading and physical and chemical analysis processes them and saves them.

The process use by this plant is the one known as physical activation with water vapor.

The experience accumulated during the years of operation of the plant has permitted the substitution of the imported carbons, very expensive in the international market, contribute to diminish the effect of the blockade imposed by our enemies.



INTRODUCCION

En la década del 80, la Industria Azucarera, que era la base fundamental de la economía cubana, consumía de 3 a 4 mil toneladas de carbón activado, para la producción de azúcar refino y desembolsaba entre 3 y 5 millones de dólares por este concepto. Sobre esta base la Academia de Ciencias de Cuba (ACC) creó el programa científico-técnico PCT-08, en el que agrupó varias instituciones, con el fin de desarrollar una tecnología a partir de materias primas nacionales para la producción de carbón activado.

El Centro de Investigaciones para la Industria Minero-Metalúrgica (CIPIMM), a solicitud de la ACC y sobre la base de un potencial científico-técnico de experiencia y, con cierto nivel de recursos materiales, inició su trabajo en el referido programa y a finales de 1986 reforzó su línea de investigación sobre carbón activado, combinando criterios prácticos, para con rigurosidad científica poder brindar la información necesaria que permitiere la toma de decisiones a nivel del país de producir carbón activado con el máximo de componentes nacionales, así como aportar microproducciones comercializables y perfeccionar la línea de trabajo, conscientes de que este campo abarca no solo la solución de la refinación de azúcar sino a otras muchas posibilidades de sustitución de importaciones, tales como carbones para: tratamiento de agua, tratamiento de gases, purificación de alcoholes, uso militar, aplicaciones en la industria médico-farmacéutica, etc.

ALGUNOS ASPECTOS TEORICOS EN LA OBTENCION DE CARBONES ACTIVADOS

Los carbones activados son sólidos porosos que se obtienen generalmente a partir de materiales carbonáceos empleando para ello dos métodos de activación conocidos como: Activación Química y Activación Física.

Activación Química:

En este proceso las materias primas se mezclan con sustancias químicas de efecto deshidratantes y oxidantes tales como H_3PO_4 , $ZnCl_2$, H_2SO_4 , KOH , etc y se calcinan a temperaturas entre 400 y 600°C. Posteriormente el material debe ser sometido a un proceso de lavado, en el cual se recupera gran parte del material activante empleado, siendo esta etapa de gran importancia, pues en la misma se determina la economía del proceso.

Por este proceso se obtienen carbones activados de calidad, pero tiene un defecto que es un gran contaminante, haciendo costoso la recuperación de reactivos y la descontaminación de sus efluentes.

Activación Física:

El proceso de activación física consta de dos etapas, la pirólisis (carbonización) de la materia prima (madera, turba, conchas de coco, lignito, etc.) Y la activación de estos carbones con agentes gaseosos tales como vapor de agua, dióxido de carbono y/o aire, a una temperatura entre 850-1000°C.

Se pueden utilizar carbones naturales como el carbón mineral, la antracita y el coque.



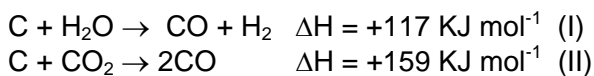
Finalmente las plantas de carbón activado adquieren su materia prima ya pirolizada (carbonizada). Es de destacar que las condiciones específicas bajo las cuales se efectúan las etapas de carbonización y activación tienen una marcada influencia en las propiedades y características del carbón activado.

Durante la pirólisis ocurre la descomposición térmica de la materia prima y la mayoría de los elementos no carbonáceos (hidrógeno, oxígeno, trazas de azufre y nitrógeno) son eliminados con el flujo gaseoso, quedando de esta forma los átomos de carbono elemental liberados y agrupados en formaciones conocidas como cristalitas gráficas elementales, dispuestas irregularmente, con intersticios o espacios libre entre caras.

Estos espacios son a la vez ocupados o bloqueados por la deposición de sustancias alquitranosas y carbón desorganizado, razón a la cual se puede atribuir la baja capacidad adsorptiva de los carbones primarios.

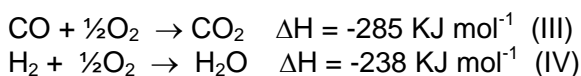
Con el objetivo de incrementar las propiedades de adsorción de estos materiales intermedios, se efectúa el proceso de activación en el cual el material es sometido a la acción de agentes tales como vapor de agua, dióxido de carbono y aire o una combinación de estos a temperaturas entre 800 y 1000°C con lo cual en primer lugar ocurre la eliminación del carbón desorganizado.

Las reacciones fundamentales que se desarrollan durante el proceso de activación pueden describirse a través de las siguientes ecuaciones:



A la temperatura que se efectúa el proceso de activación, ambas reacciones son importantes, pero en la mayoría de los casos, el vapor sobrecalentado es el agente de activación primario lo que se explica por la mayor dimensión de la molécula de CO_2 , que provoca una difusión más lenta del carbón con el CO_2 en comparación a la del carbón con el vapor de H_2O .

Las reacciones I y II tienen carácter endotérmico, el suministro de calor necesario para que estos se verifiquen, en la práctica se logra quemando los gases generados en las reacciones de activación (CO y H_2).



Esto además de mejorar el balance energético del sistema facilita la verificación de las reacciones de gasificación, al incrementar la presión parcial del agente activante y disminuir la presión parcial de los productos inhibidores.

Mediante el control de los parámetros o variables durante el proceso de activación se puede favorecer el desarrollo de una estructura porosa determinada.

DESARROLLO DE LA INVESTIGACION

Los trabajos de investigación a nivel de laboratorio se desarrollaron en un pequeño horno de laboratorio (Ver Fig. No.1) discontinuo. Este horno tiene control de temperatura y de la atmósfera de activación, además de un mecanismo para la rotación.



Figura 1.- Horno tipo botella en que se desarrollaron las pruebas de activación de laboratorio

La calidad del producto se determinaba mediante las pruebas de adsorción de yodo, decoloración de melaza y adsorción de benceno.

El carbón primario de casuarina utilizado procedía del Plan Cajío de la Empresa Forestal Ariguanabo, con la siguiente composición química.

Tabla No.I. Análisis típico del carbón de casuarina procedente del Plan Cajío (Base Seca).

Carbono fijo	Materias volátiles	Cenizas
83,0	14,0	3,0

El porcentaje de humedad acompañante fue de 7%.

Un análisis térmico diferencial en atmósfera de argón mostró un efecto exotérmico entre 184 y 676°C correspondiente a la descomposición del carbón para un 7% de pérdida en peso y también se observó presencia de carbonato a 742°C con una pérdida de 3,3% en peso.

En atmósfera de aire se observó efecto endotérmico a 110°C correspondiente a la pérdida de 7% de humedad y un efecto exotérmico entre 249 y 763°C que atribuye a la combustión del carbón para un 28,3% de pérdida en peso, también se detecta la presencia de carbonato con un efecto a 811°C y una pérdida en peso de 9,3%.

En la atmósfera de argón los efectos se registraron a más baja temperatura porque el CO₂ producido se diluye en el argón y el equilibrio se desplaza hacia la descomposición de carbón o carbonato.

Los resultados alcanzados en la activación se muestran en la Tabla No.II.

Tabla No.II. Carbón activado obtenido en el horno de laboratorio.

% en peso			Adsorción de Yodo (mg/g)	Decoloración de melaza (%)
Carbono Fijo	Materias Volátiles	Cenizas		
87,60	6,79	4,79	997,5	88,49

Este carbón corresponde a un carbón decolorante de alta calidad con un área superficial interna de más de 1000 m²/g.

Pruebas adicionales se realizaron en un horno discontinuo que había sido diseñado para la activación de manganeso (Ver Figura No.2) y el cual podía activar 1,5 kg de carbón primario por carga.

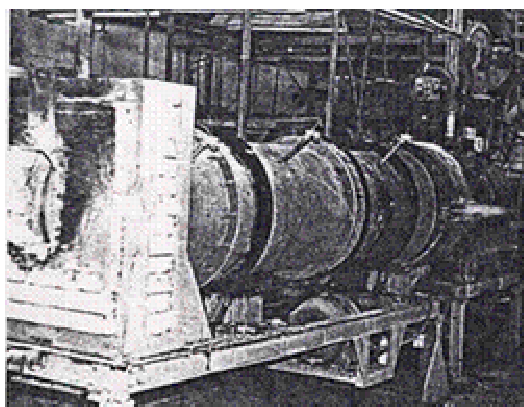


Figura 2.- Horno rotatorio discontinuo utilizado para pruebas de activación.

Este horno tenía 5 m de largo 0,3 m diámetro interior y una capacidad volumétrica de carga de 5,6 dm³.

En el horno botella (de laboratorio) la energía calórica se suministraba mediante un horno eléctrico en forma indirecta, mientras que en este, un quemador de Diesel-oil producía la energía necesaria. Con esto nos acercábamos a la realidad de la industria.

En el desarrollo de las investigaciones se obtuvieron resultados que permitieron inferir que los parámetros fundamentales del proceso son: la temperatura, cantidad de agente activante y tiempo de residencia.

Se demostró que el contacto gas-sólido y la resistencia a la difusión estaba en función de la granulometría que para un tamaño de partícula mayor de 12 mm disminuía el grado de activación por lo que el carbón se molió y clasificó a -12+2mm quedando así definido este parámetro.

Los resultados más relevantes obtenidos en la investigación se discutieron y aprobaron por el comité de expertos de la Academia de Ciencias de Cuba (ACC) en septiembre de 1987.

A partir de esto se dio luz verde para la construcción de una planta experimental que permitiera obtener datos para el diseño de una planta industrial.



Figura 3. Planta Piloto de activación

Esta instalación se puso en marcha en septiembre de 1989 (Ver Fig. No.3).

Esta planta permitió desarrollar carbones para distintos usos, así como probar varias materias primas nacionales e internacionales, tales como carbones Soplillo, Júcaro, Casuarina conchas de coco de Cuba y de Ghana (esta última por contratación).

El valor de uso de estos carbones se obtuvo mediante su aplicación en instituciones tales como: en la Refinería "José Antonio Echeverría" en la refinación del azúcar, en el CIGB en la purificación de proteínas, adsorción de sustancias radioactivas, potabilización de agua, decoloración de agua, tratamiento de gases, etc.

PLANTA INDUSTRIAL PARA LA PRODUCCION DE CARBON ACTIVADO

Las experiencias obtenidas con las etapas antes mencionadas nos permitieron acometer la construcción de una planta para la activación de carbón en Baracoa, provincia Guantánamo. Esta planta tiene una capacidad de diseño de 500t/año y se ubicó en este municipio fundamentalmente por ser la región de mayor cosecha de cocos del país y debido a la existencia de una fábrica para la producción de aceite de coco, se contaba con abundante conchas o cascarones de coco que es una excelente materia prima para la producción de carbón activado por su resistencia y estructura microporosa. Además de grandes reservas forestales en la región.

Esta planta consta de un horno rotatorio, Un sistema de molienda, clasificación y almacenaje de materia prima de diseño especial que suministra el material al horno mediante alimentadores de velocidad variables. El flujo de alimentación es concurrente y el sistema de extracción de polvo cuenta con un ciclón húmedo para la depuración de los mismos.



La velocidad de rotación del horno se puede variar mediante un moto-reductor de velocidad variable.

Una caldera con una capacidad de 1,1 t/hora de vapor suministra el vapor necesario al proceso.

El producto final se clasifica y envasa de acuerdo con las granulometrías deseadas. Una computadora registra distintos parámetros de forma automática y los almacena junto con otros que les son suministrados por teclado. En la misma están los sistemas de alarma para alertar o parar los equipos en caso de que se excedan de los parámetros que se les han fijado. Todas las áreas están techadas. (Ver Figura No.4.)



Figura 4. Planta para la producción de carbón activado de Baracoa.

Para el control del proceso se cuenta además con un pequeño laboratorio que analiza la calidad de la materia prima y del producto obtenido.

La planta comenzó sus trabajos de puesta en marcha a finales de 1998 y hasta la fecha se han producido carbones activados a partir de carbones primarios de conchas de coco, casuarina, pino y antracita, por lo que la planta ha ampliado su base de materia prima que se estimaba fuera coco y pino. En cada introducción de materia prima el CIPIMM ha participado como dirigente técnico.

La producción se conforma en lotes de una tonelada de cada lote se extrae una muestra representativa que se envía a los laboratorios del CIPIMM en La Habana para su certificación.

Dentro de los clientes más importantes con que cuenta la planta, están las Empresas de Bebidas y Licores y de Gas Licuado que lo usan con distintos fines.

En la Tabla III se muestran los análisis de algunos de los carbones obtenidos.

Tabla III. Análisis de algunos carbones obtenidos en la planta de Baracoa.

Tipo de Carbón	Fecha	Lote	Análisis					
			Índice de Yodo (mg/g)	Decoloración de Melaza (%)	pH	C.F. (%)	M.V. (%)	Cenizas (%)
Coco	8/9/00	20	1011	-	8,5	87,47	5,30	7,23
Coco	2/9/99	22	678	-	-	86,15	3,55	10,34
Coco	22/9/00	28	717	-	8,9	82,70	5,58	11,72
Casuarina	29/4/02	31	947	85,29	9,9	88,82	6,69	4,49
AC*	4/9/00	22	1182	-	8,7	87,95	6,59	5,46
Casuarina	4/9/00	5002	717	82	8,9	82,70	5,58	11,72
Pino	15/2/01	24	885	-	8,7	90,60	4,80	4,60
Pino	15/2/01	26	826	-	9,9	82,32	13,90	3,70
Pino	15/2/01	10003	770	-	8,7	86,87	7,00	6,13

* Mezcla de antracita y casuarina.

Finalmente debemos decir que en la construcción de la planta se ha usado un alto índice de equipos nacionales que fueron construidos o en los talleres de nuestra Unión o en otras empresas del país, destacándose en ellos el sistema de molienda con molinos de diseño especial, el horno, la caldera y el sistema de captación de polvos.

En estos momentos trabajamos arduamente en el aprovechamiento de la energía calórica de los gases de desecho para el calentamiento del agua de la caldera y el sobrecalentamiento del vapor del proceso.

La utilización de los carbones activados producidos en la Planta de Baracoa han servido para sustituir carbones de importación con un alto precio en el mercado internacional que van desde los 1200-17000 USD, con el consiguiente ahorro de divisa para nuestro país. Actualmente estos carbones se usan en empresas tales como: Termoeléctrica Otto Parellada, Instituto de Endocrinología, Centro de Inmunología Molecular, Instituto Carlos J. Finlay, Empresas de Bebidas y Refrescos de Granma, Las Tunas, Camaguey, Ciudad de La Habana y Pinar del Río, Empresa Cervecera Pedro Marrero, Empresa de Mantenimiento de la Industria Médico-Farmacéutica, Empresa Electroquímica de Sagua, Empresa de Gases Industriales, entre otras.

CONCLUSIONES

- ♦ La Planta de Carbón Activado construida en Baracoa con la tecnología desarrollada por el CIPIMM cumple los objetivos programados de sustituir importaciones.
- ♦ Se han obtenido carbones activados con distintas materias primas corroborándose las investigaciones realizadas.



- ♦ Los productos obtenidos se han utilizado para diversos usos, en Empresas que han sustituido importaciones.
- ♦ Los carbones producidos son equivalentes a los importados, como lo aseveran los Certificados de Aceptación de las Empresas que los usan., y en muchos casos han superado a estos.

BIBLIOGRAFIA

- Castellanos, J., Castillo, C.R., Fernández A. Informe Técnico sobre: "Producción de carbón activado partir de carbón primario de casuarina en la planta piloto del CIPIMM". Sept. de 1987.
- Ulazabal, E. "Estudio sobre la influencia de la composición gaseosa en la obtención de carbón activado de casuarina y su evaluación". Trabajo de Diploma, Junio 1987.
- Castellanos, J. Informe cumplimiento de etapa a la A.C.C. Septiembre de 1987.
- García, I., Castillo, C.R., Fernández, A., Castellanos, J. "Puesta en marcha de una planta experimental semi-industrial para la obtención de carbones activados. Aspectos sobre la diversificación y usos de estos". Mayo de 1990.
- Especialistas del CIPIMM, Refinería J.A. Echeverría, MINAG, ISAICC. "Investigaciones sobre la utilización del carbón activado de casuarina cubana para la decoloración de licores de azúcares, en la Refinería José A. Echeverría". Cárdenas. Marzo de 1989.
- Castillo, R., García, I., Fernández, A. Aja, R., y otros. "Puesta en marcha de la primera planta industrial cubana de carbón activado". 1998.
- García, I., Fernández, A., Calzada, L., De la Paz, T. "Producción de carbón activado a partir de carbones primarios de madera (pino y casuarina) y conchas de coco mezclado con antracita". Septiembre del 2000.