



EVALUACIÓN DE UN NUEVO MÉTODO ANALÍTICO PARA LA DETERMINACIÓN DE HIERRO TOTAL POR ICP-EEA.

Lic. Ana Teresa Acebal Ibarra, Lic. Elizabeth Abad Peña, Lic. Maricela Sánchez, Dra. Ana María Cónsul Odio, Lic. José Gallardo Mojena.

Empresa Geominera de Oriente. Laboratorio de Minerales “Elio Trincado Figueredo”.
Carretera Central No. 426 entre 7 y 8. Reparto Fomento. Santiago de Cuba. CP 90400.
Teléfono 26762. Fax: 87130. geolab@stg.minbas.cu.

RESUMEN

En este trabajo se realiza la preparación de una estándar múltiple de Laterita – Serpentina para ICP, método Fe-Prueba, empleando una variante para la preparación de las muestras patrones utilizadas en la calibración del SPECTROFLAME – ICP. Se preparan a partir de la estándar múltiple, estándares de Fe a diferentes niveles de concentración. Se tiene en cuenta como afecta la matriz a la hora de seleccionar el pico del barrido del espectro para la reproducibilidad, el concepto de blanco para la sensibilidad y la pendiente del gráfico de calibración.

Se realiza una evaluación estadística de más de 3000 pares de resultados correspondientes al análisis volumétrico empleando dicromato de potasio y al análisis por vía instrumental (ICP-EEA). Todos los resultados fueron tomados de los análisis realizados en los meses de Mayo y Junio del año 2000. Se realiza además la evaluación empleando muestras de referencia.

Los resultados obtenidos mejoran considerablemente respecto a trabajos anteriores y los resultados ofrecen perspectivas positivas, por lo que se puede concluir en este trabajo que con estas estándares se puede lograr la determinación del Hierro Total por vía instrumental (ICP-EEA), haciendo énfasis en las condiciones instrumentales.

Lográndose la determinación por esta vía el ahorro de divisas por concepto de reactivos, de salarios y de tiempo es considerable.

ABSTRACT

In this work the preparation of a multiple standard by a different system is carried out. The standard sample prepared is used in the calibration of the SPECTROFLAME – ICP-EAS method called: Fe-test. Starting from this, iron standards, at different concentration levels are prepared. The matrix effects, when selecting the pick of the spectrum, for the reproducibility, the result of blank sample for the sensibility and the slope of the calibration graph are considered.

A statistical evaluation of more than 3000 couples results, corresponding to the volumetric analysis using potassium dichromate and the instrumental analysis, is carried out. All the results were obtained of the analytical task realized during May and June / 2000. The evaluation using reference samples is carried out too.

Regarding previous works, the obtained results improve considerably and offer positive perspectives to the instrumental (ICP-EEA) determination of high iron concentrations but making emphasis in the instrumental conditions.

Being achieved the instrumental iron determination by the proposed method means saving of the consumption of expensive reagents, wages and time.



INTRODUCCIÓN:

El territorio de Cuba Oriental es el área del país con mayor desarrollo de cortezas de intemperismo lateríticas, dada la coincidencia de varios factores geológicos favorables.

En este territorio hay importantes reservas minerales investigadas y usadas inicialmente como menas de hierro y hace más de medio siglo extensivamente para el níquel, del cual nuestro país es un importante productor.

Debido a esto es necesario contar con los parámetros que determinen la cantidad y calidad de las reservas, los cuales se obtienen fundamentalmente por los estudios de laboratorio de la materia prima mineral.

En nuestro laboratorio se lleva a cabo la determinación de hierro en lateritas por el método clásico volumétrico, mediante la oxidación cuantitativa del Fe^{2+} a Fe^{3+} en medio ácido utilizando el dicromato de potasio como agente oxidante y como indicador del punto final la difenilamina sulfonato de sodio.

La determinación del hierro total en muestras de rocas y minerales por vía instrumental con niveles de reproducibilidad comparables con el método clásico volumétrico es hoy en día una problemática analítica a resolver.

Con el objetivo de realizar este análisis por medio de una técnica instrumental, aumentar la productividad del trabajo y reducir el consumo de materiales y salarios, se propone la preparación de una estándar múltiple de Laterita – Serpentina empleando una variante para la preparación de las muestras patrones utilizadas en la calibración del SPECTROFLAME – ICP-EEA. Se preparan a partir de la estándar múltiple, estándares de Fe a diferentes niveles de concentración. Se tiene en cuenta como afecta la matriz a la hora de seleccionar el pico del barrido del espectro para la reproducibilidad, el concepto de blanco para la sensibilidad y la pendiente del gráfico de calibración.

DESARROLLO:

Se utiliza el procedimiento para el análisis de Lateritas y Serpentinadas establecido para la determinación multielemental por ICP-EEA. La variante a este método establecido, que incluye la introducción de las propuestas para lograr buenos resultados del contenido de hierro total se encuentra en el método denominado “Método Fe-Prueba”.

La muestra se funde con mezcla de carbonato y tetraborato de sodio anhidro 2:1. Las sales formadas se lixivian con agua destilada caliente y se disuelven con ácido clorhídrico. En la solución resultante están todos los elementos de interés que son determinados por el equipo SPECTROFLAME ICP-EEA, midiendo la emisión de los átomos excitados en el plasma y teniendo en cuenta el efecto matriz a la hora de seleccionar el pico del barrido del espectro para la reproducibilidad, el concepto de blanco para la sensibilidad y la pendiente del gráfico de calibración..

Se prepara una estándar múltiple en un matraz aforado de 250 mL, se toma una alícuota de 25 mL de las siguientes soluciones patrones, como se muestra en la Tabla I. Enrasamos con HCl 0.5 N y se homogeneiza. Denominamos a esta solución “estándar múltiple”, a partir de la cual se preparan las estándares de Fe, para cuatro niveles de concentración.

Tabla I Concertación de las soluciones empleadas para la preparación de la estándar múltiple

Ni	Co	Al ₂ O ₃	Cr ₂ O ₃	MnO	TiO ₂
1200 mg/L	200 mg/L	6000 mg/L	2000 mg/L	800 mg/L	100 mg/L

DISCUSIÓN DE RESULTADOS:

Se realizó un estudio estadístico con 3464 parejas de resultados correspondientes al análisis volumétrico empleando dicromato de potasio y al análisis por vía instrumental (ICP-EEA). Todos los resultados fueron tomados de los análisis realizados en los meses de Mayo y Junio del año 2000.

Se desglosaron los valores por intervalos de contenidos según la Instrucción de Calidad del Laboratorio y se obtuvieron los siguientes resultados que aparecen en la Tabla II.

Tabla II Evaluación de la calidad obtenida por intervalo de contenido en la determinación de Fe.

INTERVALOS	VALORES D	JUNIO/2000		
		Muestras Totales	Muestras Rechazadas	% Calidad
3.50-6.99	12	248	10	95.97
6.99-13.98	6	908	94	89.65
13.99-20.98	4	640	40	93.75
20.98-27.97	3	634	36	94.32
27.98-34.96	2.6	428	42	90.19
34.97-41.96	2.3	482	56	88.38
+ de 41.96	2	124	14	88.71

Comparando estos valores con resultados obtenidos por vía instrumental en anteriores trabajos, éstos mejoran considerablemente.

Teniendo en cuenta intercambios realizados con diferentes clientes y tomando en consideración la posibilidad que brinda la Instrucción de Calidad del Laboratorio, se decide realizar la evaluación empleando la magnitud inferior de la tabla de tolerancias, siendo entonces los

resultados de calidad los mostrados en la Tabla III. Se requiere continuar trabajando en el ajuste del método, haciendo énfasis en las condiciones instrumentales.

Tabla III Evaluación de la calidad por intervalo de contenido en la determinación de Fe tomando la magnitud inferior de la tabla de diferencias permisibles, D.

INTERVALOS	VALORES D	JUNIO		
		Muestras Totales	Muestras Rechazadas	% Calidad
3.50-6.99	20	248	0	100
6.99-13.98	12	908	0	100
13.99-20.98	6	640	0	100
20.98-27.97	4	634	1	99.84
27.98-34.96	3	428	8	98.13
34.97-41.96	2.6	482	16	96.68
+ de 41.96	2.3	124	4	96.77

Se realizó una comparación con muestras de referencia interna y la muestra patrón internacional, de serpentina S Ni y los resultados obtenidos se muestran en los gráficos I, II, y III. Los contenidos de hierro certificados de estas muestras son los siguientes:

	% Fe
Muestra Patrón SNi	7.63
Muestra Referencia Interna MR-3	46.83
Muestra Referencia Interna S-20	40.5

CONCLUSIONES

Con el empleo del método de calibración propuesto se obtienen resultados comparables en calidad con el método tradicional y se puede realizar la determinación de hierro por la vía instrumental (ICP-EEA) siempre y cuando se emplee la magnitud inferior de la tabla de tolerancias.

Bibliografía

- ISCL 103:00 (2000): Control interno de la reproducibilidad de los resultados de los análisis. Laboratorio de minerales EGMO. Santiago de Cuba.
- ISCL 303:99 (1999): Determinación volumétrica de hierro. Método del dicromato de potasio. Laboratorio de minerales EGMO. Santiago de Cuba.



- ISCL 304:99 (1999): Determinación por ICP de Ni, Co, SiO₂, Al₂O₃, MgO, MnO y Cr₂O₃ en lateritas y serpentinas. Laboratorio de minerales EGMO. Santiago de Cuba.
- Scoog douglas A., D.M.West (1980): Principles of Instrumental Analysis. Editorial Saunders College. Philadelphia, USA

Gráfico I

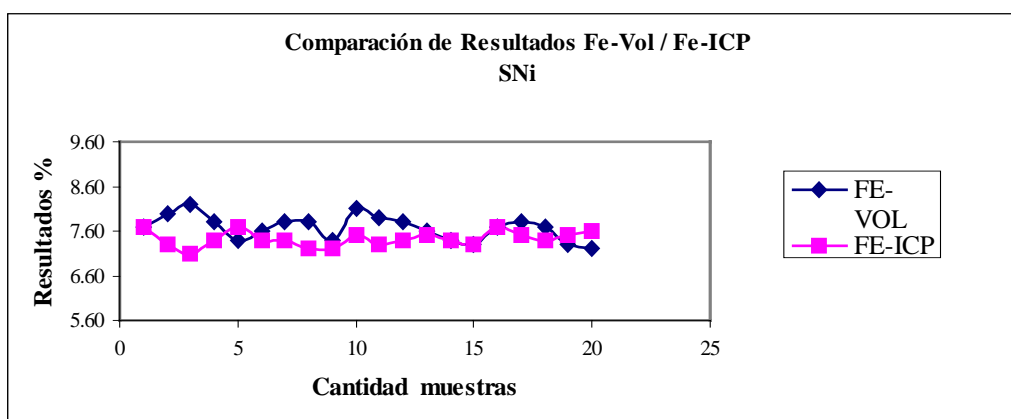


Gráfico II

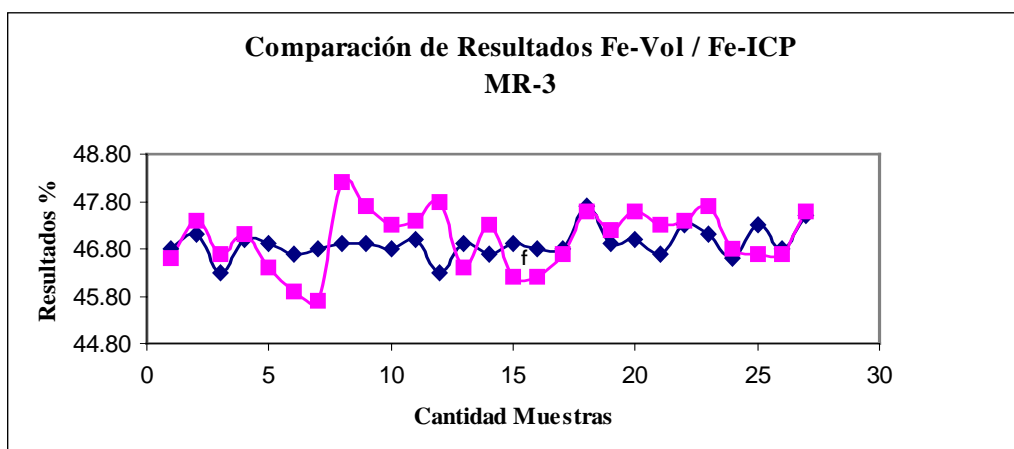
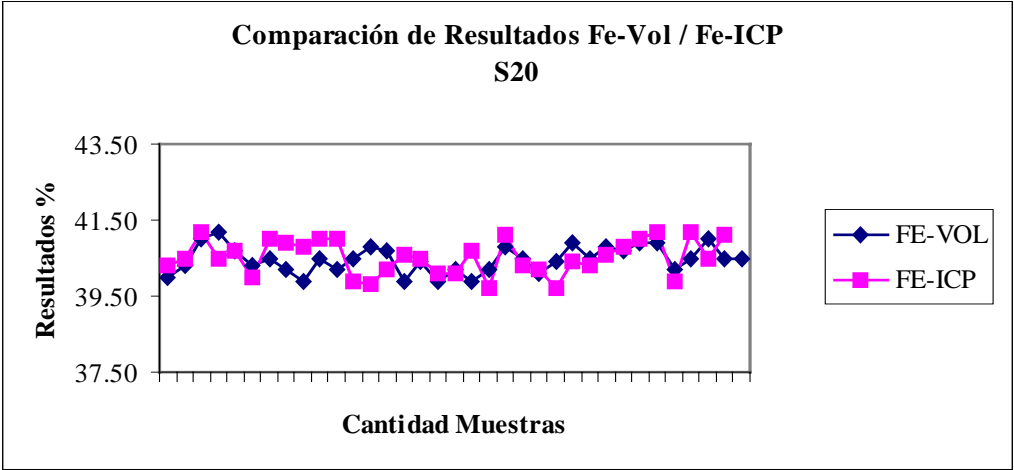


Gráfico III





DETERMINACION SIMULTANEA DE SODIO, POTASIO Y FÓSFORO EN MUESTRAS DE SILICATOS

Ing. Juana O. Zorrilla Puente, MSc. María Elena Andrews Mulén, Téc Rosario Ruiz de Bardet

EMPRESA GEOMINERA DE ORIENTE. LABORATORIO DE MINERALES “ELIO TRINCADO FIGUEREDO”.

Carretera Central # 426 entre 7 y 8 Reparto Fomento CP.90400

Tel: 26762. Fax: 87130. geolab@stq.minbas.cu

RESUMEN:

Tradicionalmente se emplean dos métodos de descomposición de mineral de silicatos para determinar óxido de sodio y de potasio y óxido de fósforo, los cuales implican por separados un alto consumo de ácido fluorhídrico y ácido perclórico. Este trabajo está encaminado a disminuir el consumo de estos reactivos químicos de amplia utilidad en el Laboratorio Químico. Para lograrlo se estudia la posibilidad de emplear un procedimiento para determinar los mismos.

Una vez descompuesta la muestra se transfieren cuantitativamente hacia un matraz aforado de 50 ml de capacidad. A partir de esta solución se toman dos porciones alícuotas, una para efectuar la determinación de óxido de sodio y óxido de potasio por Fotometría de llama y otra para la determinación espectrofotométrica de óxido de fósforo mediante el método de complejo amarillo fósforo-vanadio-molibdico.

Se realiza un análisis estadístico y se determina que son satisfactorios los resultados de precisión y de exactitud obtenidos, para lo cual se emplean la muestra patrón internacional de Silicato denominada FK.

La comparación económica realizada permita afirmar que el método propuesto tiene ventajas económicas ya que se ahorran 1.41 USD por muestra por concepto de materiales y \$ 260.6 por concepto de salario.

ABSTRACT

Traditionally, two decomposition methods of silicate minerals are used to determine oxide of sodium and potassium and phosphorus pentoxide, this imply a high consumption of fluorhydric and perchloric acids. This work is guided to diminish the consumption of these chemical reagents of wide utility in a Chemical Laboratory. To achieve this, the possibility of using only a procedure is studied.

The decomposed sample is quantitatively transferred to a 50 ml volumetric flask. Then two aliquot portions are taken, one to make the flame photometric determination of the alkaline metals and the other for the spectrophotometric determination of phosphorous pentoxide by means of phosphovanadomolibdic yellow complex.



Statistical analysis is carried out and the results are satisfactory in spite of precision and accuracy, for this the standard international sample Silicato FK was used.

The economic comparison carried out allows to affirm that the proposed method has economic advantages because 1.41 USD/sample and \$260.6/sample, by concepts of materials and salary respectively are saved.

INTRODUCCION:

El uso racional de reactivos químicos juega un papel importante en la actualidad mundial, no solo porque proporcionan un ahorro de divisa sino también porque contribuyen en gran medida a disminuir la influencia que tienen ellos respecto a la contaminación ambiental.

Para la determinación de los álcalis en los silicatos por fotometría de llama tradicionalmente se emplea un método de descomposición ácida basada en la combinación de los ácidos perclórico y fluorhídrico ya que se requiere la eliminación por evaporación de la sílice presente. Igualmente se efectúa el tratamiento de este tipo de muestras para analizar el contenido de fósforo que finalmente se determina por el método espectrofotométrico, es decir se realizan dos pesadas independientes. Estos dos procedimientos implican un alto consumo de los mencionados ácidos y por ende un alto costo para el laboratorio por lo que el objetivo de este trabajo está encaminado realizar un único tratamiento de las muestras de silicatos para la determinación del sodio, el potasio y el fósforo.

En este trabajo se propone un método que permite reducir el consumo de los ácidos perclórico y fluorhídrico para lo cual se determina el fósforo (P_2O_5) de la solución que procede de la descomposición ácida del mineral de silicato empleada para la determinación de óxidos de sodio y de potasio (Na_2O , K_2O).

TÉCNICA ANALÍTICA PROPUESTA

1. Pesar 0.5 g de la muestra en cápsula de platino, humedecer con 4 gotas de ácido sulfúrico.
2. Añadir 1 ml de ácido perclórico y 2.5 ml de ácido fluorhídrico.
3. Evaporar hasta sequedad y regular la temperatura hasta desprendimiento de humos densos.
4. Esta operación se repite hasta tener un total de tres tratamientos.
5. Calentar fuertemente para expulsar fluoruros.
6. Bajar y enfriar la cápsula.
7. Añadir 5 ml de ácido clorhídrico para disolver sales.

8. Enfriar y transferir cuantitativamente a matraz de 50 ml de capacidad, enrasar y homogeneizar. (Solución A).
9. Para determinar óxido de sodio y óxido de potasio se toman 5 ml de la solución A y se depositan en matraz aforado de 100 ml. Añadir 5 ml de ácido clorhídrico concentrado y 5 ml de cloruro de litio. Se enrasa y se homogeniza.
10. Para determinar óxido de fósforo se toma porción alícuota de 20 ml de la solución A en matraz de 100 ml. Añadir 2.5 ml de ácido nítrico y 8 ml del reactivo para fósforo. Se enrasa y se homogeniza.
11. Ambas alícuotas se procesan por el método instrumental indicado.

DESARROLLO

Para obtener a través de un único proceso de descomposición del mineral de silicato las determinaciones de óxido de sodio, óxido de potasio y óxido de fósforo se tuvieron en cuenta tres variantes cada una de las cuales presentan volúmenes variados de los reactivos ácido fluorhídrico (2.5, 5.0 y 10 ml), ácido perclórico (1.0, 2.0 y 4.0 ml) y ácido sulfúrico (4.0, 8.0 y 12 gotas).

Los resultados obtenidos fueron satisfactorios para las diferentes variantes de descomposición investigadas. Se escoge la variante I porque en ella se incurre en un mínimo consumo de reactivos. En el experimento se utilizan tres muestras con un alto contenido de silicio.

Para determinar la precisión de los resultados se realiza un análisis estadístico que asevera que la evaluación del procedimiento es satisfactoria, Esto se expresa a través del coeficiente de variación calculado que alcanza valores promedio menores del 3 % para el óxido de sodio, menores del 2% para el óxido de potasio y menores del 4 % para el óxido de fósforo.

La exactitud se evalúa mediante la Muestra Patrón Internacional de Silicato FK. Se aplica el criterio t y se determina que no existen diferencias significativas entre la media y el valor teórico para 4 grados de libertad y el 95% de confianza .Estos resultados se evidencian en las Tablas I, II y III.

TABLA I: Resultados obtenidos de Na_2O , K_2O y P_2O_5 .empleando la variante más económica.

MUESTRA	% Na_2O	% K_2O	% P_2O_5
1	2.66	1.88	0.082
2	3.55	2.27	0.106
3	2.03	1.41	0.034

TABLA II: Precisión de los resultados obtenidos.



OXIDOS DE LOS ELEMENTOS	DESVIACIÓN ESTANDAR (S)	COEFICIENTE DE VARIACION (Cv)
SODIO	0.065	2.39
POTASIO	0.027	1.52
FOSFORO	0.003	3.96

TABLA III: Resultado de la exactitud.

PATRON INTERNACIONAL DE SILICATO, FK	X	S	t CALCULADA
Na ₂ O	0.244	0.005	2.48
K ₂ O	4.216	0.060	0.37
P ₂ O ₅	0.077	0.0008	1.00

Al realizar una comparación económica entre la variante propuesta y el método usado tradicionalmente resulta que el ahorro por disminución de los gastos de reactivos, de salario y energía es considerable. Esto se debe a que se utiliza una sola vía de descomposición para determinar los tres óxidos a diferencia del método tradicional que empleaba dos vías de descomposición del mineral. Por tanto de esta forma se logra disminuir el consumo de reactivos de amplio uso en el Laboratorio Químico los ácidos fluorhídrico y perclórico, ambos productos de alto costo en el mercado actual..

CONCLUSIONES

1. Queda demostrada la posibilidad de determinar fósforo de la misma solución procedente de la descomposición ácida del mineral para la determinación de sodio y de potasio.
2. La aplicación del método propuesto para la determinación de sodio, potasio y fósforo en silicatos ofrece buenos resultados de precisión y exactitud.
3. La variante propuesta disminuye el consumo de los ácidos perclórico y fluorhídrico.

BIBLIOGRAFIA

1. Burriel Martí, F. Lucena Conde y S. Arribas Jimine.(1977): Química Analítica Cualitativa. Edición Revolucionaria, Cuba.
2. Glenn H. Brown (1967): Química Cuantitativa, Editorial Reverté, S.A. Buenos Aires.
3. Hougen W. R. (1969): Chemical Process Principles. Editorial de Ciencia y Técnica. La Habana, Parte I.
4. Kleimberg, J (1963): Química Inorgánica. Editorial Reverté S.A. Barcelona.
5. NRIB (1985): Determinación de óxido de sodio y óxido de potasio. Método Fotometría de llama. Cuba,
6. NRIB (1985): Pentóxido de fósforo. Determinación Espectrofotométrica UV-VIS mediante formación del complejo fosfovanadomolibdico. Cuba.



METODO DE PLASMA ACOPLADO INDUCTIVAMENTE PARA DETERMINAR OXIDOS DE ELEMENTOS EN MINERAL CROMITA

Ms. Florinda Sánchez Paján, Ms. María Elena Andrews Mulén, Lic. Humberto Argota Coello,
Lic. José Gallardo Mojena

EMPRESA GEOMINERA DE ORIENTE. LABORATORIO DE MINERALES “ELIO TRINCADO FIGUEREDO”

Carretera Central # 426 entre 7 y 8 Reparto Fomento CP.90400

Tel: 26762. Fax: 87130. geolab@stg.minbas.cu

RESUMEN:

En el método tradicional se emplea un exceso en la cantidad de la mezcla carbonato- tetraborato de sodio empleada para la fusión de la cromita. Hay demora en la realización del análisis químico debido a que la muestra fundida se deja en reposo hasta el día siguiente y además se toman diferentes porciones alícuotas para obtener los resultados analíticos por las vías de Absorción Atómica y Espectrofotometría molecular.

Con el método propuesto se garantiza la fusión de la cromita con 1.0, 1.2 y 2 g de la mezcla carbonato – tetraborato de sodio. La masa fundida se deja solamente en reposo durante 30 minutos y las mediciones instrumentales por el método de plasma acoplado inductivamente, se realizan directamente a partir de la solución que se transfiere al matraz aforado de 200 ml de capacidad.

Se realiza un análisis estadístico para determinar la precisión y la exactitud de los resultados empleando muestras de referencia interna de cromo.

Con el método propuesto se simplifica la técnica analítica, aumenta la productividad del trabajo, disminuye el consumo de materiales, energía y el gasto de salario.

ABSTRACT

In the traditional method an excess of the sodium carbonate - tetraborate mixture is used for the fusion of the chromites. There is delay in the realization of the chemical analysis because the fused sample is left in rest until the following day and different aliquot portions are taken to obtain the instrumental analytic results by atomic absorption and molecular spectrophotometry.

With the proposed method the melting of the chromites is guaranteed using 1.0, 1.2 or 2 g of the sodium carbonate - tetraborate mixture. The fused mass is only left in rest during 30 minutes and the solution is transferred to a 200 ml volumetric flask. Inductively coupled plasma measurements are carried out directly from this solution.

The analytical results of three chromites internal reference samples are used for the statistical determination of the precision and the accuracy

With the proposed method the analytic technique is simplified, the productivity is increased and the consumption of materials, energy and the wage are reduced.



INTRODUCCIÓN

La cromita ($\text{FeO} \cdot \text{CrO}_3$) es el mineral más importante en que se presenta el elemento cromo y el punto de partida para preparar los compuestos de este metal. Es de difícil descomposición y el método que más se emplea consiste en su fusión a alta temperatura con un fundente alcalino.

En la Empresa Geominera de Oriente se realizan trabajos de investigación geológica en los macizos montañosos de Sagua de Tánamo y Moa-Baracoa. Es en el Laboratorio de Minerales “Elio Trincado Figueredo” donde se analizan las muestras de mineral para su caracterización Físico – Química.

Actualmente, siguiendo el método analítico tradicional, el contenido de los elementos que componen la cromita se determinan en la solución procedente de la fusión alcalina de esta con un exceso de la mezcla carbonato – tetraborato de sodio (2:1). Hay demora en la realización del análisis químico debido a que la muestra fundida se deja en reposo hasta el día siguiente y además se toman diferentes porciones alícuotas para obtener los resultados analíticos por las vías de Absorción Atómica y Espectrofotometría molecular.

Con el objetivo de mejorar la precisión de los resultados analíticos, aumentar la productividad del trabajo y reducir el consumo de materiales, se propone hacer ajustes de la técnica analítica tradicional, para lo cual se varía el tiempo de reposo dado a la muestra durante el proceso de lixiviación. Se evalúan los resultados obtenidos al efectuar la medición directamente en la solución por el método de Plasma Acoplado Inductivamente.

TÉCNICA ANALÍTICA PROPUESTA

1. Pesar 1.0, 1.2 ó 2.0 g de la mezcla carbonato – tetraborato de sodio (2:1) en crisol de platino
2. Pesar 0.2 g del mineral previamente pulverizado a 200 mallas y desecado a 105 ± 3 °C.
3. Mezclar completamente y cubrir con 0.5 g de la mezcla fundente.
4. Introducir en el horno mufla para realizar la fusión y elevar la temperatura hasta 1000 °C manteniéndola durante una hora.
5. Enfriar en el crisol y depositarlo en un vaso plástico de 250 mL, añadir 50 mL de agua destilada caliente y dejar en reposo en baño de calentamiento durante 30 minutos.
6. Añadir 30 mL de ácido clorhídrico al 50 %, lentamente y con agitación constante hasta la disolución completa de las muestras.
7. Extraer el crisol, lavándolo con 2 mL de ácido clorhídrico al 50 %.
8. Transferir a un matraz aforado de 200 mL de capacidad.
9. Realizar las mediciones con el equipo SPECTROLAB (ICP-EEA).

DESARROLLO

Para optimizar la cantidad de fundente en relación al peso de la muestra, se escogen 3 muestras de cromita con contenidos variados de cromo, como se observa en la Tabla I y se mezclan con

diferentes cantidades de fundente alcalino (1.0, 1.2, y 2.0 g), se realiza la fusión y se evalúa los resultados.

Tabla I % de Cr_2O_3 en las muestras analizadas

MUESTRAS	% Cr_2O_3
1	33.40
2	28.40
3	13.53

Los resultados obtenidos fueron sometidos a un análisis de varianza de clasificación simple, del que se infiere que se cumple la hipótesis de nulidad, ya que no existen diferencias significativas en los resultados obtenidos y resulta eficiente la descomposición por fusión de las muestras, independientemente de la cantidad de fundente empleado, en el rango estudiado, para cada una de las muestras seleccionadas.

Para determinar la precisión de los resultados se obtuvieron 10 réplicas de cada una de las muestras escogidas, las cuales se funden con las diferentes cantidades del fundente y los resultados de precisión obtenidos son satisfactorios, se obtienen coeficientes de variación similares y menores de 1 %.

La exactitud se determina analizando 3 muestras de referencia internas cuyos resultados se presentan en la tabla II, se realizan 5 réplicas de cada una y se evalúa la significación de las diferencias entre la media y el valor teórico, aplicando el criterio estadístico t.

Tabla II Exactitud de los resultados obtenidos

Fundente	MR Cr I				MR Cr II				MR Cr III			
	X	S	μ	t calc.	X	S	μ	t calc.	X	S	μ	t calc.
1.0	23.35	0.11	23.44	0.04	35.38	0.87	35.61	0.10	12.84	0.17	12.93	0.04
1.2	23.30	0.13	23.44	0.05	34.37	0.32	35.61	0.10	12.91	0.18	12.93	0.10
2.0	23.33	0.12	23.44	0.04	34.72	0.24	35.61	0.10	12.85	0.08	12.93	0.10

Los resultados son satisfactorios ya que en todos los casos el valor calculado de t, para 4 grados de libertad y 95 % de confiabilidad, es menor que la t tabulada.

El método propuesto ha sido comprobado mediante el análisis de 250 muestras en paralelo con el método anteriormente establecido y los resultados obtenidos cumplen los requisitos de calidad exigidos para las investigaciones geológicas. Con el método propuesto se simplifica la técnica analítica, aumenta la productividad del trabajo, disminuye el consumo de materiales, energía y el gasto de salario.



Son muchas más las ventajas que el método propuesto ofrece entre las que se deben mencionar el incremento en la productividad del trabajo debido a que no es necesario dejar la muestra en reposo hasta el día siguiente una vez fundida, la eliminación de la necesidad de tomar porciones alícuotas al realizarse las mediciones instrumentales directamente y todo esto unido a las ventajas propias del método instrumental de ICP. El método propuesto es más eficiente a medida que aumenta el volumen de muestras a analizar.

CONCLUSIONES

1. Las cantidades de 1.0 g de la mezcla carbonato – tetraborato de sodio en proporción 2:1 resulta suficiente para realizar la fusión de las muestras de cromita
2. Con el empleo del baño de calentamiento disminuye el tiempo de reposo requerido para la total lixiviación de la muestra de cromita luego de realizar la fusión.
2. El método propuesto además de mejorar la precisión de los resultados analíticos, presenta ventajas económicas ya que aumenta la productividad del trabajo y reduce el consumo de materiales y salarios en comparación con el método tradicional.

BIBLIOGRAFÍA:

- Andrew, M. E. y otros (1991): Método de fundición directa para la determinación de P_2O_5 en Cromitas. Cuba. 85.
- Andrew, M. E. y otros (1999): Método de disolución para determinar los principales componentes del mineral laterítico. Cuba.
- Ariosa, J. Sc. (1977): Curso de yacimientos Minerales Metálicos; Tipos genéticos, 57.
- Betejtin, A, (1970): Curso de Mineralogía. 2da. Edición, editorial MIR, Moscú,.319.
- B.D.H. (1997): Catálogo de Precios.
- Catasús M. (1996): Curso de Postgrado, Plasma Acoplado Inductivamente. Universidad de la Habana. Santiago de Cuba.
- Dana (1985): Manual de Mineralogía, 216.
- Glen, H. Brown (1967): Química Cuantitativa. Editorial Reverté, S.A. Barcelona.
- Instrucción de Análisis de Laterita. (1986): Determinación Espectrofotométrica de titanio. Método espectrofotométrico con Diantipirilmetano,. .
- León R.: Química analítica superior, Editorial Pueblo y Educación.
- Salvat (1981): Diccionario Enciclopédico. Editorial Salvat, S.A., México. Tomo 7, 631.



DETERMINACION GRAVIMETRICA DE SILICE LIBRE EN MINERALES EN UN AMPLIO RANGO DE CONCENTRACIONES

Ms. María Elena Andrews Mulén, Lic. Nora E. Pentón Ramos, Ing. Juana O. Zorrilla Puente, Ing. Miriam Medina González, Lic. Graciela Negret Macías

EMPRESA GEOMINERA DE ORIENTE. LABORATORIO DE MINERALES "ELIO TRINCADO".
Carretera Central # 426 entre 7 y 8 Reparto Fomento CP.90400
Tel: 26762. Fax: 87130. geolab@stg.minbas.cu

RESUMEN

Es importante conocer la concentración de sílice libre en las muestras de los yacimientos ferroniquelcobaltíferos ya que es uno de los minerales que resulta nocivo al proceso carbonato – amoniacal durante la molienda, por provocar, dado su carácter abrasivo, la destrucción de los molinos.

El método tradicional utilizado para la determinación gravimétrica de sílice libre en lateritas, está encaminado a determinar muestras cuyas concentraciones estén comprendidas entre 0.2 y 3.5 %. Este método presenta inconvenientes por requerir de recipientes específicos de borosilicato, embudos biselados idóneos y un suministro estable y garantizado de aceite para el baño de calentamiento, factores necesarios para poder alcanzar la precisión requerida de los resultados y dar respuesta en el plazo establecido a los clientes.

Con este trabajo se persigue alcanzar la precisión requerida de los resultados en la determinación gravimétrica de sílice libre, lo cual se logra haciendo ajuste en la técnica analítica tradicional. Se emplean recipientes convencionales de laboratorio, tales como erlenmeyers de 250 ml de capacidad, tapas pequeñas de porcelana, se elimina el baño de aceite y se realiza el calentamiento en la superficie de una plancha eléctrica con control de temperatura.

El método propuesto es más económico que el método tradicional, se aumenta la precisión y la calidad en la determinación de sílice libre. Además se protege al analista al eliminar el uso del aceite que puede ocasionar quemaduras por salpicaduras e incendios por posible inflamación del mismo.

ABSTRACT

The concentration of free silica is an important parameter to measure in samples of lateritic deposits. Because of its abrasive properties this is the fundamental mineral that is noxious to the milling equipments required in metallurgical processes.

The traditional method used for the gravimetric determination of free silica in lateritas is guided to determine samples whose concentrations are understood between 0.2 and 3.5%. This method presents inconveniences because of requirements of specific borosilicate recipients, suitable beveled funnels and a stable and guaranteed supply of special oil for the heating bathroom, critical factors to be able to reach the required results precision.

Making adjustment in the traditional analytic technique is possible to reach the required precision of the results of a wide range of free silica concentration and to give answer in the established term to the clients... Conventional laboratory materials are used, such as erlenmeyers of 250 mL capacity, small porcelain covers and the heating is carried out in the surface of an electric laboratory stove with temperature control.

The proposed method is more economic than the traditional, increases the precision and the quality in the determination of free silica. It provides also protection for the analyst because of the elimination of the hot oil bathroom a latent risk of possible burns and fires caused by splashes and inflammation of this product.



INTRODUCCION

La determinación de la sílice libre en Lateritas se fundamenta en la disolución selectiva de la sílice combinada en forma de silicatos al tratar la muestra con ácido fosfórico en determinadas condiciones de temperatura. La disolución se realiza sobre un baño de aceite calentado hasta la temperatura de 250 °C. En el residuo insoluble se determina el óxido de silicio libre en muestras con contenidos que se encuentran entre 0.2 – 3.5%.

El método tradicional empleado para determinar sílice libre presenta una serie de inconvenientes entre las que mencionaremos el consumo excesivo de reactivos (ácido fosfórico fundamentalmente) y el gasto adicional de energía eléctrica ya que no se cuenta con los recipientes de vidrio borosilicato, embudos biselados y un suministro estable del aceite, que permita llevar a cabo el proceso de disolución con efectividad para alcanzar la precisión requerida de los resultados analíticos y dar respuesta en el plazo establecido por los clientes.

En este trabajo se persigue el objetivo de alcanzar la precisión requerida en la determinación de sílice libre y ampliar el rango de concentraciones a determinar. Para lograrlo se propone hacer ajustes en la técnica analítica tradicional.

DESARROLLO

Los erlenmeyer de 250 ml de capacidad con tapas de porcelana se colocan en la superficie de la plancha eléctrica para deshidratar la cantidad medida de ácido fosfórico y determinar el tiempo en que esta alcanza la temperatura de (220 – 250°C) con ayuda de un termómetro, tabla I .

Para llevar a cabo el experimento se utilizan 5 muestras con contenidos conocidos y variados de sílice libre. Se determina la precisión de los resultados obtenidos (tabla II) empleando el método de adición de estándar y la exactitud (tablas III y IV) empleando muestras de referencias denominadas MR 5 y MR 2.

METODO UTILIZADO

1. Depositar 0.5 g de la muestra en erlenmeyer que contiene ácido fosfórico deshidratado.
2. Agitar suavemente para incorporar toda la masa al seno del ácido.
3. Tapar los erlenmeyers y colocarlos en la superficie de la plancha eléctrica.
4. Durante 2 - 5 minutos se mantiene una agitación suave hasta que la muestra aclare.
5. Comenzar a medir, con un cronómetro, 20 minutos.
6. Al finalizar el tiempo bajar los erlenmeyers de la plancha, enfriar y retirar las tapas.
7. Añadir 125 ml de agua destilada caliente (60 – 70°C).
8. Agitar vigorosamente y añadir 10 ml de ácido fluorbórico cuidando de dejarlo rodar por las paredes recipiente.
9. Filtrar con papel de filtro denso, empleando además pulpa de papel.
10. El residuo se lava con ácido clorhídrico (1:9) frío y caliente.

11. Lavar con agua destilada hasta eliminar la presencia del ión cloruro.
12. Incinerar y calcinar el residuo en un crisol de platino, sin formar llamas en una mufla a la temperatura de 1000°C hasta peso constante.
13. Añadir gotas de ácido sulfúrico (1:1), 10 ml de ácido fluorhídrico y calentare hasta eliminar los humos densos.
14. Calcinar el residuo a 900°C durante 15 minutos.
15. El contenido de sílice libre expresado en porciento se calcula por la fórmula siguiente.

$$\% \text{ SiO}_2 = \frac{(P - P_1)}{m} \cdot 100$$

donde:

P_1 = Peso del óxido impuro más el crisol en gramos.

P = Peso del residuo después de la segunda calcinación más el crisol, en gramos.

RESULTADOS Y DISCUSIÓN.

En el Tabla I se observa el tiempo (20 minutos) a que el ácido fosfórico al calentarlo alcanza la temperatura (225 – 250°C) de deshidratación y su óptima transformación en ácido pirofosfórico, adecuado para garantizar la disolución de los silicatos, no así, de la sílice libre.

TABLA I TEMPERATURA QUE ALCANZA EL ÁCIDO FOSFÓRICO EN DIFERENTES TIEMPOS

Temperatura °C	Tiempo (minutos)
200 - 215	5
215 – 220	10
220 – 225	15
225 - 250	20

Al aplicar el método propuesto se pudo apreciar que es posible determinar el porciento de sílice libre en muestras de alto contenido, obteniéndose buenos resultados de precisión y de exactitud.

Al evaluar la precisión en cada una de las muestras escogidas se evidencia que no existen diferencias significativas entre los valores obtenidos y los reportados. Alcanzándose coeficientes de variación alrededor del 2 %.

La exactitud se evalúa a través del método de adición de estándar y aplicando el criterio estadístico de la t de student.

Se pesan por duplicado cada una de las muestras (0.25 g) y se añaden 0.25 g de las muestras de referencia. Esto se evidencia en las tablas (IV y V), donde como se puede observar es mínima la diferencia entre el porciento de la sílice libre esperado y el que se logra determinar, tanto para las muestras de concentraciones bajas como para las que tienen contenidos altos.



Al aplicar el criterio de la t de student se define que dado que el valor de la t calculada es menor que el de la t tabulada para los 4 grados de libertad, no hay diferencias significativas entre la media de las muestras y el valor verdadero.

TABLA II RESULTADOS DE PRECISIÓN.

Muestras	X	S	C _v
1	1.59	0.040	2.51
2	3.24	0.054	1.67
3	6.11	0.032	0.52
4	9.47	0.135	1.42

TABLA III PRUEBA DE EXACTITUD. MUESTRA DE REFERENCIA MR-5

Muestras	% SiO ₂ libre	% SiO ₂ libre esperado.	% SiO ₂ libre encontrado
1	T	1.74	1.66
1	T	1.74	1.74
2	1.28	2.38	2.22
2	1.32	2.40	2.24
3	6.10	4.79	4.96
3	6.14	4.81	5.08
4	9.02	6.25	6.46
4	9.50	50	6.58
Cuarzo(5)	83.92	43.70	43.84
Cuarzo (5)	83.92	43.70	43.84

TABLA IV PRUEBA DE EXACTITUD. MUESTRA DE REFERENCIA MR-2.

Muestras	% SiO ₂ libre	% SiO ₂ libre esperado	% SiO ₂ libre encontrado
1	T	0.80	0.82
1	T	0.80	0.80
2	1.28	1.44	1.42
2	1.32	1.46	1.46
3	6.10	3.85	3.82
3	6.14	3.87	3.92
4	9.02	5.55	5.58
4	9.50	5.31	5.44
5	83.92	42.76	41.90
5	83.92	42.76	41.90

El contenido de sílice libre que corresponde a la pesada de 0.25 g de las muestras de referencia será de 1.74 y 0.80 % respectivamente.

TABLA V RESULTADO DE LA EXACTITUD OBTENIDO AL APLICAR EL CRITERIO t.

Muestras	X	S	μ	t
MR-2	1.57	0.035	1.60	0.54
MR-5	3.44	0.135	3.49	0.12

El valor crítico de t para 4 grados de libertad y $\alpha = 0.05$ es 2.78.

Se puede apreciar que con la aplicación del método propuesto se eliminan los inconvenientes que presenta actualmente el método tradicional. Esto conlleva a hacer un uso racional de los materiales y reactivos y permite alcanzar la calidad requerida de los resultados analíticos cumpliéndose con el plazo establecido por los clientes. Es importante señalar que la eliminación del aceite empleado en el baño de calentamiento, según plantea el método tradicional, aumenta la protección al analista debido a que este se puede ocasionar quemaduras por salpicaduras y pueden ocurrir incendios por la posible inflamación del mismo.

El método propuesto es más económico ya que se ahorra por cada muestra 1.009 USD, 3.36 MN, 3.83 Kw, por concepto de materiales, salario y energía respectivamente.

CONCLUSIONES

- Con el método propuesto es posible determinar sílice libre en muestras de diversos minerales dado el amplio rango de concentraciones admitido. Los resultados obtenidos de precisión y exactitud satisfacen los requerimientos del análisis químico de fase.
- La calidad alcanzada en la determinación permite la reducción del plazo de entrega de resultados al cliente.
- El método propuesto garantiza la seguridad del analista al eliminar el peligro latente de incendio provocado por la posible inflamación del aceite.
- El método propuesto es más económico que el método tradicional por concepto del menor consumo de materiales, salario y energía.

BILIOGRAFÍA

1. Glen H. Brown. (1967): Química cuantitativa. Editorial Reverté, S.A., Barcelona, Buenos Aires- México. 130 – 139.
2. Laboratorio de Minerales EGMO (2000): Ficha de costo análisis de cromitas
3. Klockman, F., N. Ramdomr. (1961): Tratado de Mineralogía. Segunda Edición. Editorial Gustavo Gill. Barcelona, 434
4. Kleinberg W.I. Argersinger (1968): Química Inorgánica. Editorial Reverté, S.A. Barcelona. 431 – 436.
5. Norma Ramal (1979): Sílice libre en minerales. Determinación Gravimétrica. Cuba.
6. Milovski. A.V. y O.V. Kononov. (1988): Mineralogía Editorial MIR, Moscú, 155-157.
7. Talvestia, N.A.. (1951): Determination of quartz in presence of silicates using phosphoric acid. Analytical Chemistry, vol. 23, 623.



NUEVA METODOLOGÍA PARA LA TOMA DE MUESTRAS TECNOLÓGICAS PARA EL PROCESO CARONATO-AMONIAL DE NÍQUEL.

Pedro Siboney Bergues Garrido, Maria Elidia Artímez Cordoví

EMPRESA GEOMINERA ORIENTAL Carretera de Siboney Km 21/2 Stgo de Cuba
Email : geominstgo@stg.minbas.cu

RESUMEN

El muestreo tecnológico resulta el colofón para la instalación de las industrias procesadoras de la materia prima mineral, es por ello que de sus resultados depende la instalación o no de las mismas o los reajustes a tener en cuenta durante el proceso industrial una vez puestas en marcha dichas industrias.

Estos trabajos se han ejecutado de manera tradicional a lo largo de los años en las industrias niqueleras de nuestro país sin lograr los resultados esperados. En el presente trabajo los autores exponen una nueva metodología menos costosa para las industrias de procesamiento mineral por la vía carbonato-amoniaco (**PROCESO CARON**) capaz de caracterizar estas materias primas minerales para su procesamiento

El trabajo consiste en el empleo de métodos ya diseñados y otro de nuevo empleo permitiendo el estudio integral de las materias primas minerales que alimentan a nuestras industrias (química, mineralogía, propiedades físicas y ensayos tecnológicos a escala de banco), lo cual permite conjugar estos resultados obteniéndose un resultado final del futuro comportamiento de estas materias primas durante su procesamiento.

ABSTRACT

Bulk sample is the mainly work develop in order to built ore processing plants, after the detail prospecting stages or during the industrial process that is the reason because is important to obtain good results, which show us all the characteristics of the kind of ore we are looking for.

Traditionally, those works have been performed for many years on the nickeliferous plants in our country not obtaining the best results. In this study authors show a new and less cost method for the characterization of the lateritic ore coming to the ammonia leach process (**CARON PROCESS**).

By using a projected method and another new one, we had obtained an integral study about the feed ore in the plant in the bench scale which permits us final results, based on many properties of the ore (chemical, physical and mineralogical) and their relationship with the results of the bench scale test.

INTRODUCCION

Atendiendo a una tarea técnica de confección y ejecución de un proyecto para la toma de una muestra tecnológica para caracterizar el mineral del área de minería aprobada para el quinquenio 1997-2000 en el yacimiento Punta Gorda, perteneciente a la concesión minera de la industria niquelífera Comandante Ernesto Che Guevara de Moa, se confeccionó y ejecutó el mismo lográndose los resultados que aquí se exponen.



DESARROLLO

Los trabajos para la toma de muestras tecnológicas se han ejecutado históricamente con grandes extracciones de mineral para su procesamiento a escala de Planta Piloto, lo cual acarrea el empleo de grandes cantidades de equipos y personal, por lo que son trabajos largos en el tiempo y muy costosos dados los gastos en combustibles salarios y otros.

En un sinnúmero de muestras de este tipo desarrolladas con anterioridad no se conjugaban algunas de las propiedades del mineral y su relación con los resultados finales de los ensayos tecnológicos, en el caso que nos ocupa (yac Punta Gorda) con anterioridad se habían tomado ya 8 muestras tecnológicas a escala semi-industrial. De todos es sabido que es el yacimiento Punta Gorda uno de los yacimientos lateríticos más complejos dentro de los yacimientos de este tipo en el país debido a la presencia de cortezas redepositadas, cortezas por tipos petrológicos no productivos etc. Es por ello que el mismo requiere de estudios muy especiales y una sectorización por áreas de acuerdo al grado de complejidad de las mismas.

A partir de las anteriores premisas y una vez definida el área de los trabajos (14 bloques) y con la base de datos de la misma se confeccionó un factor para obtener un índice de contraste el cual se corresponde con la siguiente formulación:

$\frac{\text{Pot mineral} \times \% \text{Fe} \times \% \text{Ni} \times \% \text{Co}}{\text{Pot mineral} \times \% \text{Fe} \times \% \text{Ni} \times \% \text{Co}}$ según cada pozo del área
 $\frac{\text{Pot mineral} \times \% \text{Fe} \times \% \text{Ni} \times \% \text{Co}}{\text{Pot mineral} \times \% \text{Fe} \times \% \text{Ni} \times \% \text{Co}}$ según el plan de minería

Como se puede apreciar como resultados de este factor, obtuvimos cantidades adimensionales (números fríos) lo cual visto de este modo nada nos dice, pero si estos diferentes valores numéricos son agrupados por intervalos o rangos de valor y posteriormente cada uno de estos intervalos o rangos se identifica mediante un color y se grafica según su posición en el plano obtendremos un índice de contraste colorimétrico por cada una de las áreas objeto de estudio (ver gráfico #1).

De esta manera como se puede apreciar en el gráfico #1 o Índice de Contraste del plan de minería por la diferencia de coloración en el área objeto de estudio, la misma puede dividirse en 3 sectores según el eje Norte-Sur, así esta quedó dividida en:

- a) Sector Norte (bloques R-P)
- b) Sector Centro (bloques O-N)
- c) Sector Sur (bloques L-M)

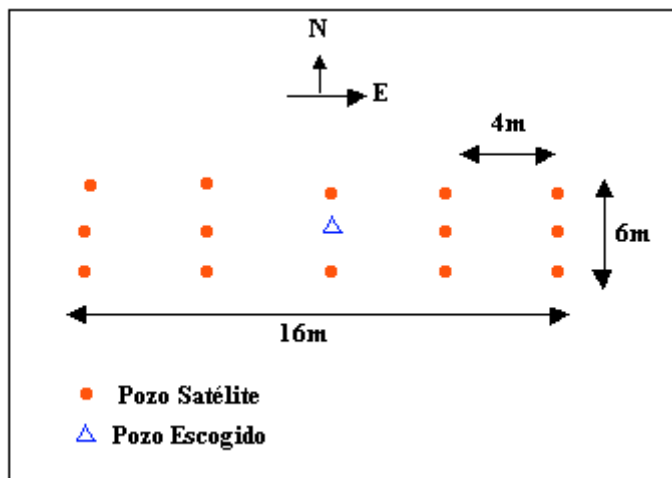
De acuerdo a las diferencias por áreas mostradas en el gráfico y teniendo en consideración los parámetros que se tuvieron en cuenta para la confección de este factor, una vez calculadas las reservas de cada bloque obtuvimos los datos de la potencia media de los horizontes minerales de cada bloque del área, así como también los contenidos útiles medios los cuales se reflejan en los gráficos #2 y #3.

De este modo pudimos confirmar las diferencias entre los sectores así por ejemplo, el Sector Norte fue el que menos contenido de componentes útiles aportaba al área, el Sector Central con potencias de horizontes del mineral de balance que lograron muchas veces sobrepasar los 20.0m y un Sector Sur con los mejores contenidos de Cobalto en el área.

Con todos estos elementos en nuestras manos, procedimos posteriormente a la selección de los pozos representativos por cada sector a los cuales caracterizamos mejor con perforaciones en sus alrededores inmediatos creando para ello plataformas rectangulares de 16.0 x 6.0m en el que establecimos una red de 4.0 x 4.0m como se ilustra en la siguiente figura.



Fig#1 Plataformas diseñadas



Permitiéndonos estas pequeñas plataformas conocer con mejor grado de detalle la variabilidad en esta pequeña área del pozo escogido además de poder tener claros los tipos de perfiles de intemperismo que se encontraban presentes por cada pozo seleccionado.

Se desarrollaron en total en el área a estudiar 18 pequeñas plataformas en las cuales se pudo corroborar la variabilidad existente en la dirección Norte-Sur pudiéndose notar fundamentalmente en el Sector Norte la presencia de horizontes estériles entre los horizontes de mineral de balance y la presencia de cortezas desarrolladas sobre gabros olivínicos.

De todas las plataformas perforadas finalmente se escogieron 6 para la ejecución de trabajos de laboreo minero teniendo en cuenta el grado de representatividad de las mismas con respecto al área total a estudiar. Estos trabajos nos permitieron la toma de las muestras integral es(método ya creado con anterioridad por otros autores) por cada metro profundizado, con las cuales se pudieron hacer estudios de quimismo, propiedades físicas, mineralogía y componer finalmente las muestras para la escala de banco.

Con respecto al quimismo este se confirma con los resultados obtenidos durante la perforación así como también los tipos litológicos y las propiedades físicas como el peso volumétrico seco y la humedad que se corroboran con las del estadio anterior.

Desde el punto de vista de los análisis químico- mineralógicos de las litologías que componen el área estudiada (ver gráficos #4 y #5) se nota la amplia diferencia existente entre el Sector Norte y el resto de los Sectores poseyendo el mismo los valores máximos de mineral arcilloso gibbsita y cuarzo los cuales son desfavorables al proceso industrial y como es lógico también a el se asocian los contenidos de elementos nocivos (SiO_2 , MgO y Al_2O_3) lo cual lo diferencia marcadamente del resto.

La goethita la cual constituye el mineral portador de componentes útiles al proceso se encuentra alcanzando valores máximos en los Sectores Centro y Sur.

Con todos los elementos antes analizados de área de estudio se acordó con la parte tecnológica de la fábrica las posibles mezclas a ejecutar para la escala de banco de las cuales se ofrecen en la tabla # I los resultados de los parámetros tecnológicos fundamentales.

Tabla I: Resultados a nivel de yacimiento y sectores de las pruebas a escala de banco en el mineral industrial

	Fered (%)	Fe⁰ (%)	Velai (m/h)	Veldi (m/h)	ExtNi (%)	ExtCo (%)	Dens (m/h)
Yacimiento	52.85	3.49	0.33	0.78	90.47	66.57	1500.50
Sector Norte	42.11	3.23	0.42	0.72	80.76	59.56	1490.16
Sector Centro	55.10	4.17	0.25	0.81	89.30	64.69	1570.50
Sector Sur	56.86	4.18	0.32	0.71	89.06	67.84	1510.50

De donde :

Fered hierro que se reduce

F⁰ hierro metálico

Velai velocidad de sedimentación antes del imán

Veldi idem después del imán

Extni extractable de níquel

Extco extractable de cobalto

Dens densificación de la pulpa mineral

Observándose de la misma las diferencias entre el Sector Norte y los demás sectores analizados siendo sus índices tecnológicos los de más bajo nivel para el área estudiada aunque debemos señalar que con respecto a la densificación de la pulpa mineral es característico en sentido general para el yacimiento Punta Gorda los bajos valores que se obtienen en el proceso respecto a este parámetro.

De este modo queda demostrada la influencia que ejercen en conjunto todas las propiedades antes analizadas en los resultados tecnológicos del mineral por lo que se hace válido el empleo de la metodología para el estudio de los yacimientos lateríticos durante los estadíos de exploración detallada y de explotación o cuando sea necesario estudiar un área específica dentro de cualquier yacimiento a ser procesado por esta vía.

CONCLUSIONES

1-Por primera vez se ejecuta un trabajo de esta envergadura comenzando con la confección de un proyecto, su ejecución y la obtención de un informe final con los resultados tecnológicos que logren caracterizar el mineral laterítico de un área tan compleja como el yacimiento Punta Gorda.

2- El empleo de esta nueva metodología puede sustituir las voluminosas y costosas extracciones mineras para evaluar el mineral de un área para su procesamiento industrial puesto que son métodos menos costosos e igualmente confiables.

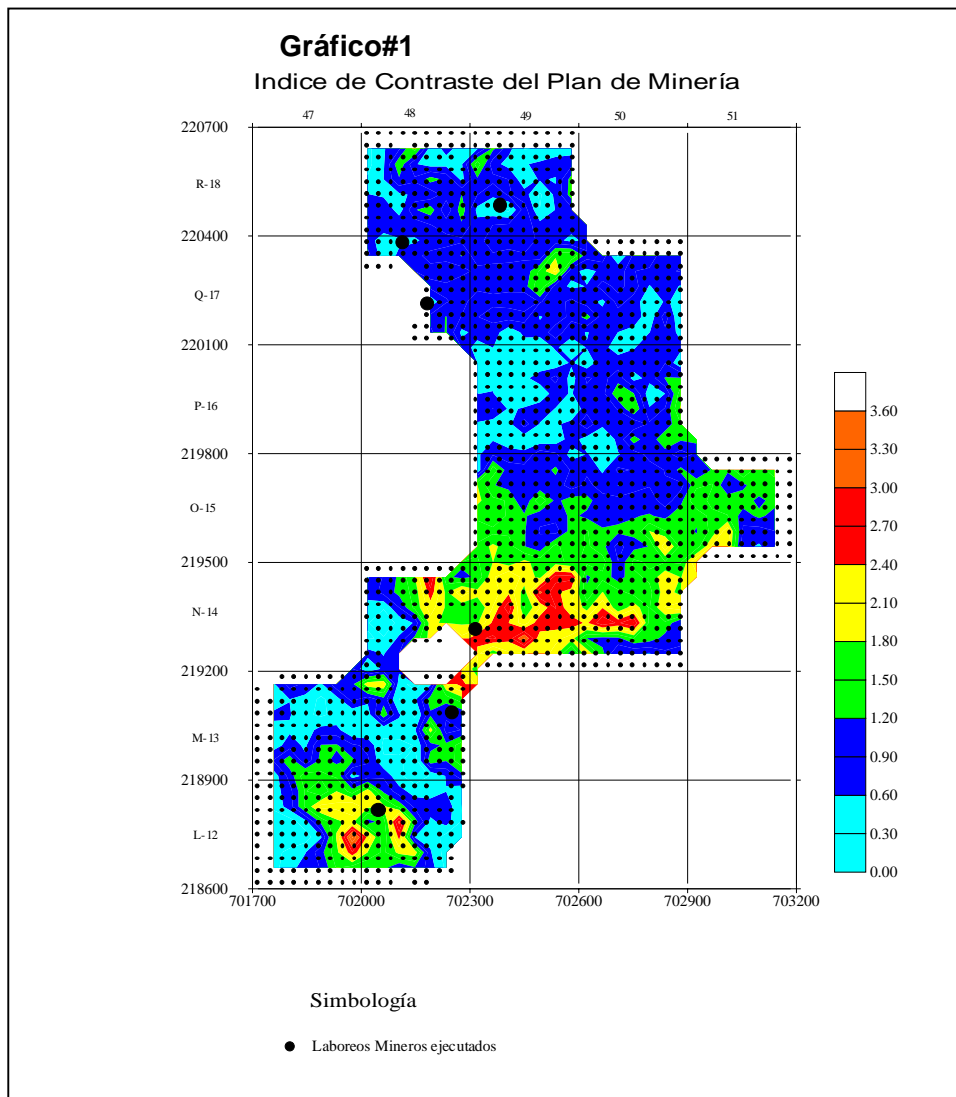


Gráfico #2: Potencia de los horizontes del mineral de balance en el área estudiada

	47	48	49	50	51
R-18		11.0	12.04		
Q-17		11.89	13.64	11.87	
P-16			11.27	10.75	
O-15			17.19	15.85	18.04
N-14		14.04	25.95	19.42	
M-13	8.21	9.08			
L-12	7.65	7.37			

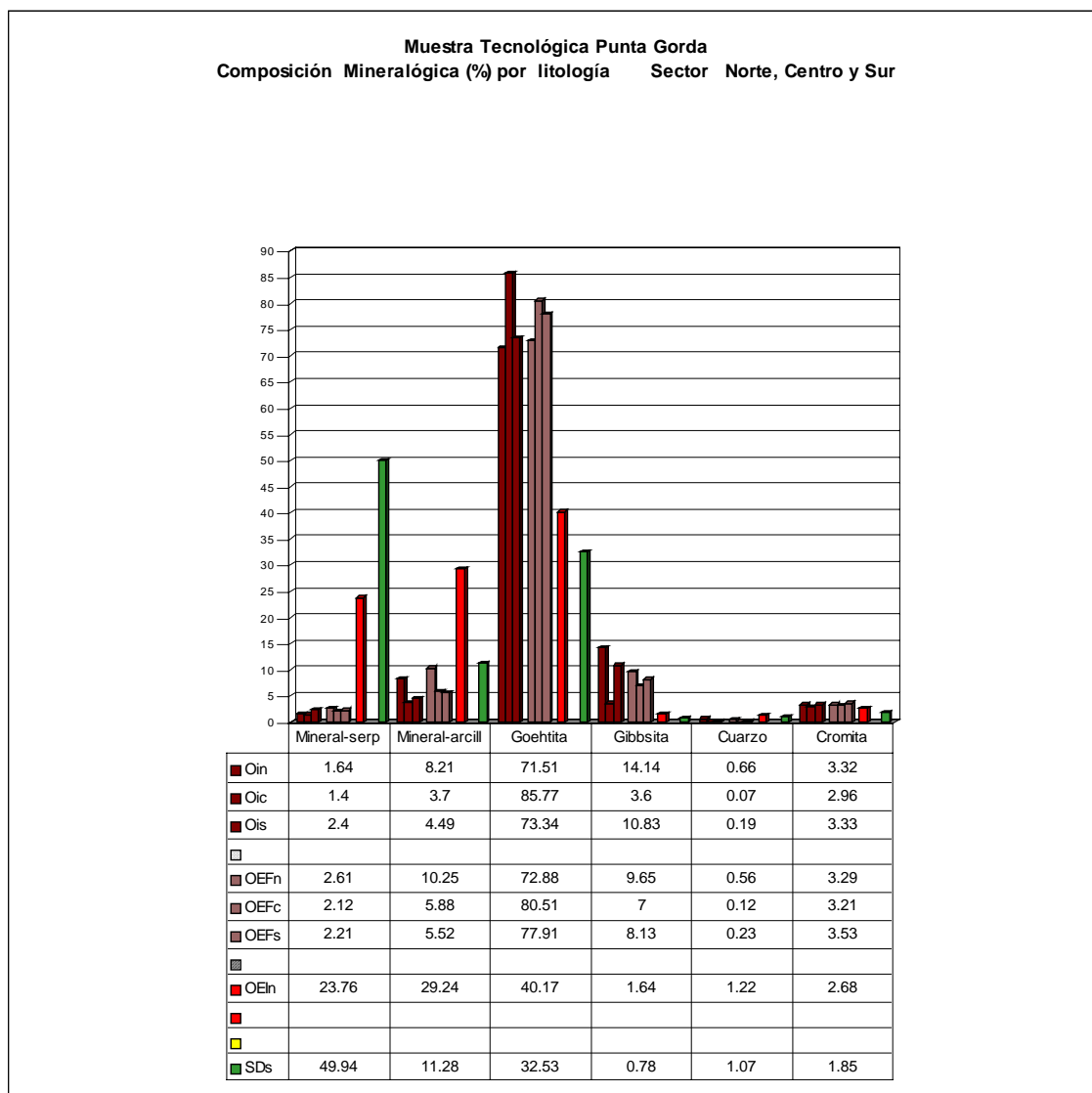


Gráfico #3: Contenido de los componentes útiles en el área estudiada

	47	48	49	50	51
R-18		38.3 1.34 0.104	38.8 1.29 0.096		
Q-17		40.0 1.33 0.099	38.4 1.38 0.089	39.9 1.29 0.094	
P-16			35.0 1.20 0.086	42.2 1.25 0.114	
O-15			42.0 1.36 0.093	43.1 1.14 0.092	39.9 1.42 0.101
N-14		42.9 1.38 0.112	44.2 1.37 0.131	43.9 1.30 0.106	
M-13	45.8 1.46 0.140	44.6 1.33 0.156			
L-12	45.6 1.23 0.139	45.6 1.34 0.151			



Gráfico #4: Composición mineralógica por sectores (tipos litológicos)



LEYENDA

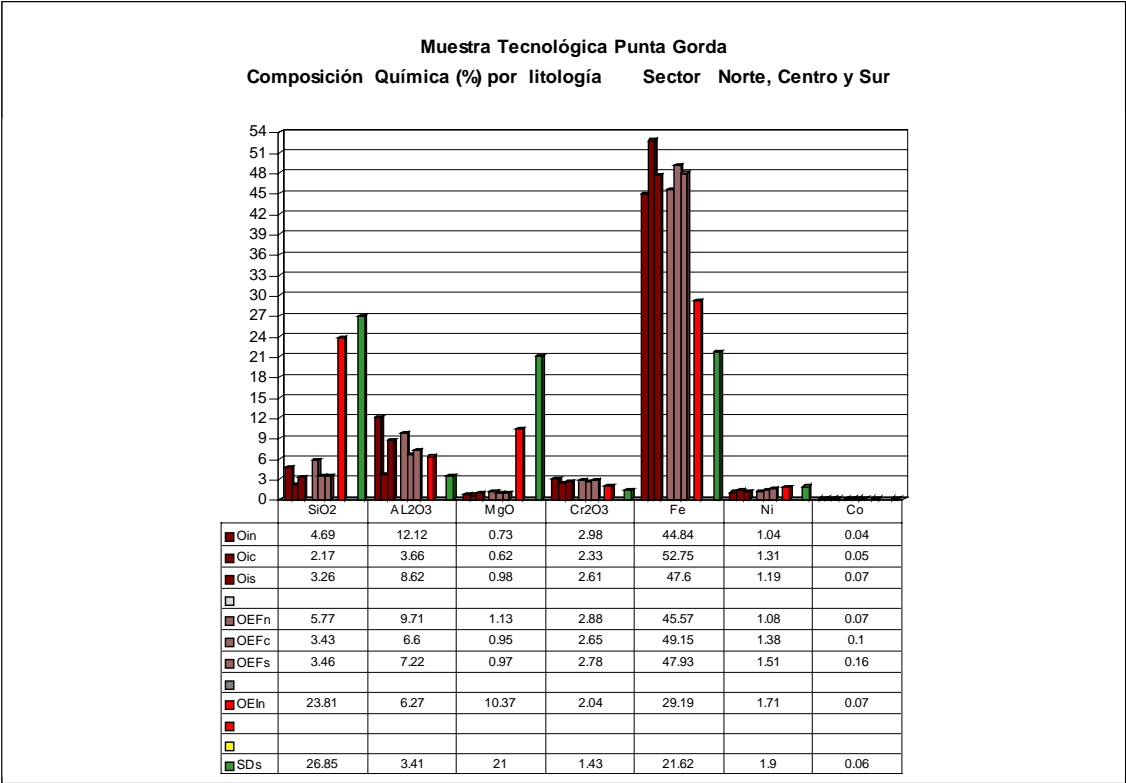
Oi- Ocres inestructurales

Oef- Ocres estructurales finales

Oei-Ocres estructurales iniciales

SDs-Serpentina desintegrada

Gráfico#5: Composición química por sectores (tipos litológicos)





VIAS DE INCREMENTO DE LA BASE DE MATERIA PRIMA MINERAL PARA LA ECRRL (NICARO)

Dr. Waldo Lavaut Copa

Empresa Geominera de Oriente, Alturas de San Juan, Km. 2¹/₂ Carretera de Siboney, Santiago de Cuba, Teléfono: 43836 Fax: (53 226) 87 130
email: geomin.stgo@stg.minbas.cu

RESUMEN

En el marco del presente trabajo se demuestra la racionalidad de aplicar otras posibles vías de contorno para el cálculo del mineral, acercando considerablemente la ley de Ni al promedio del yacimiento y flexibilizando las condiciones al mineral, con lo cual se puede incrementar la base de materia prima mineral entre 30 y 40 %, conservando todavía leyes de Ni en el mineral que garantizan una alimentación adecuada a esta industria, prolongando casi al doble la vida útil de los yacimientos. Se logra, además, simplificar la morfología de los depósitos minerales, lo que permitirá la realización de un minado más efectivo, con menos pérdidas y menor dilución elevando la eficiencia de los trabajos mineros. Las variantes argumentadas en este trabajo no revelaron leyes inferiores a 1.20% de Ni, siendo la moda superior a 1.25% de Ni en la ley geológica del mineral calculado para los yacimiento Luz Norte y Pinares de Mayarí (Este) en áreas importantes de estos yacimientos. Con las mencionadas leyes se logra obtener entre 10 y 30 % más Ni que con las condiciones tradicionales aplicadas en la ECRRL(Cut off de Ni \geq 1.1% con Fe \geq 20% por pozo). El efecto económico de la aplicación de este trabajo es más de 500 millones de USD e importante para la economía del país, ya que prolonga la vida de las instalaciones industriales y sociales anexas en la región Nicaro-Mayarí y conlleva a la protección de recursos de gran envergadura económico-social para Cuba, así como contribuye a la preservación del medio ambiente.

ABSTRACT

Rationality in applications for lateritic ore calculation of mineral deposits, approaching the Ni average geological grade takes to a potential increase of about 30 to 40 % of the reserves with the possibility of an adequate feeding of the metallurgical furnaces and granting almost a double time life for the ore deposits. Furthermore, such an application significantly simplifies the morphology of ore deposits with the corresponding more efficient mining with reduced lost and less dilution. The proposed variants in this contribution revealed averages of Ni geological ore grades greater than 1.20 % with the modes of no less than 1.25 % for important areas of Luz Norte and Pinares de Mayarí Este lateritic ore deposits. With such Ni ore grades it is possible to leach within 10 and 30 % more nickel from the whole of the deposits, in comparison with traditionally ore conditions applied in the René Ramos Latour nickel plant(Cut off of Ni \geq 1.1% and Fe \geq 20% in the holes). The potential economical effect of the applications is no less than 500 millions U.S.D., having a strong meaning for the economy of Cuba, for consequently the soil and forests are preserved significantly much more time, as well as the rest of the industrial and social combined installations.



INTRODUCCION

La reducción de base de materia prima mineral para la planta Empresa Cdte. René Ramos Latour (ECRRL -Nicaro) se hace sensible en estos momentos en que varios de los principales yacimientos de su alimentación han sido agotados durante ya casi seis décadas de explotación minera continuada, quedando las mayores posibles fuente de abasto mineral a distancias considerables con lo que se prevé el incremento del costo de la transportación de mineral en detrimento de los dividendos económicos de esta industria.

Una de las causas principales es la realización continuada durante varias décadas de minería selectiva por encima de las leyes de Ni promedio de los yacimientos, con la aplicación de una doble condición al mineral para su contorneo y cálculo por la muestra y por el pozo a leyes altas de níquel, por lo que se hace indispensable cambiar argumentadamente esta situación a fin de contribuir al incremento de las utilidades económicas de esta importante industria para la Nación, cosa que persigue el presente trabajo con los siguientes objetivos:

- 1) Encontrar vías módicas para incrementar la base de materia prima mineral;
- 2) Chequear la eficiencia de las redes tradicionales para la clasificación de reservas;
- 3) Optimizar la metodología de muestreo del mineral para reducir los costos de la prospección geológica.

MATERIALES Y METODOS

Consistió en la realización del cálculo de las reservas de mineral ferroniquelífero-cobáltico de acuerdo a la riqueza niquelífera y estructura litológica del yacimiento, así como al grado de madurez de la corteza de intemperismo, por lo que es posible innovar las condiciones de contorneo del mineral suprimiendo la condición del pozo o selectividad areal, así como optimizando la selectividad vertical también hasta 0.9 % de níquel, cuando la calidad de la masa mineral resultante garantice la eficiencia técnico-económica de la ECRRL (Nicaro), o sea: eficiencia industrial no menor de 75 %, extractable de Ni alrededor del 80 % y ganancia económica no inferior al 10 %. Esto se estima con ecuaciones técnico-económicas matemáticas justificadas (7) .

Para ello, se confecciona el modelo geológico del yacimiento o sector y se optimiza la medición de las reservas hasta la categoría PROBADA argumentando las redes de perforación y muestreo de acuerdo a la anisotropía espacial de los depósitos sobre bases geológicas, estadísticas y geoestadísticas. La longitud promedio de muestreo del mineral se argumentó igual a 1 metro, lo cual conlleva a la realización de los trabajos de preparación geominera y explotación de las reservas de mineral con alta eficiencia técnico-económica.

En resumen, la metodología incluyó:

- * Obtención de información por perfiles o áreas de fuerte detallamiento (Red más densa existente)
- * Cálculo de los cortes de pozos con programas de cálculo de reservas y desglose de los espesores de mena y escombro.
- * Cálculo de reservas comparativos por variantes de redes y longitudes de perforación y muestreo utilizadas, incluyendo las de comprobación.
- * Geometrización en isolíneas o gráficas lineales, según el caso, de los parámetros de potencia, contenidos químicos de componentes útiles y nocivos, cotas del relieve u otro parámetro influyente en la categorización de las reservas.
- * Cálculos estadísticos y geoestadísticos de los parámetros principales del cuerpo mineral.
- * Estudio de la anisotropía espacial de los parámetros principales del cuerpo mineral.

* Establecimiento de la geometría y pasos de la red de mediciones, así como su orientación espacial.

Los parámetros metalúrgicos pronosticados se obtuvieron a través de ecuaciones deducidas para la planta metalúrgica ECRRL (7), tales como el Número de Mineral, Eficiencia de Hornos, Eficiencia de Lixiviación y Lavado, y Eficiencia Industrial integral.

Las ecuaciones utilizadas fueron las siguientes:

$EL = (2.912) + (0.924 * EH) \dots \dots \dots = \text{Eficiencia de Lixiviación y Lavado.}$

$EI = 42.003 - 2.679 * (Ni - 0.15) + 0.892 * (Fe - 3.4) \dots \dots \dots = \text{Eficiencia Industrial Integral.}$

$NM = ((Ni - 0.15) * (Fe - 3.4)) / ((36.4 + (6.388 * (Ni - 0.15) + 0.806 * (Fe - 3.4))) * (24.86 + (1.673 * (Ni - 0.15) - 0.504 * (Fe - 3.4)))) \dots \dots \dots = \text{Número de Mineral.}$

$EH = (100 - ((Fe - 3.4) / (Ni - 0.15)) * 0.551) \dots \dots \dots = \text{Eficiencia de Hornos.}$

Además, los resultados del cálculo de reservas por variantes se someten a un estudio estadístico (1; 2; 3) para establecer las particularidades y tendencias de los resultados. Las regularidades observadas se graficaron para su mejor interpretación e ilustración.

Por último, el pronóstico económico comparativo entre las variantes de bordes para los yacimientos se realizó por la conocida ecuación:

$W = [Q * (C_m - d) (1 - p) / 100] * r * v / C_s$, donde:

W = Valor potencial del yacimiento (USD); Q= Tonelaje de menas LB+SB; C_m= Contenido promedio del metal en el mineral (%); d= dilución del metal (%); p= pérdidas de mineral por minería (%), se tomó 20 %; r= recuperación del metal (%); v= precio al por mayor del metal; C_s= contenido de metal en el concentrado.

RESULTADOS Y DISCUSION

Los resultados obtenidos se muestran en las tablas No.I a III y gráficos No. 1 y 2 para los bloques estudiados de los yacimientos Luz Norte y Pinares de Mayarí (Sector Este). La graficación de las estimaciones para el cobalto se omitió por brevedad.

Los valores económicos pronosticados son los siguientes:

a) Para el Níquel:

$WNi = [Q * (C_{mNi} - d_{Ni}) (1 - p) / 100] * r_{Ni} * v_{Ni} / C_{sNi}$, donde:

C_{mNi}= Contenido promedio del níquel en la mena (%); d_{Ni}= dilución del níquel (%), se tomó - 0.15 %; p= pérdidas de mineral por minería (%), se tomó 20 %; r_{Ni}= recuperación del níquel (%), se estimó en 75 %; v_{Ni}= precio al por mayor del níquel, se tomó igual a 6500 USD/t; C_{sNi}= contenido de Ni en el concentrado igual a 86 %.

$WNi\ 0,9\% = [20658163 * (1.229 - 0.15) * (1 - 0.20) / 100] * 0.75 * 6500 / 0.86 = 1010832741 \text{ USD}$

$WNi\ 1,1\% = [14461609 * (1.326 - 0.15) * (0.8) / 100] * 0.75 * 6500 / 0.86 = 771240971 \text{ USD}$

DIFERENCIA= 239 591 770 USD por el Níquel que se adiciona.

b) Para el Cobalto:

$WCo = [Q * (C_{mCo} - d_{Co}) (1 - p) / 100] * r_{Co} * v_{Co} / C_{sCo}$, donde:



CmCo= Contenido promedio del cobalto en la mena (%); dCo= dilución del cobalto (%), se tomó - 0.01 %; p= pérdidas de mineral por minería (%), se tomó 20 %; rCo= recuperación del cobalto (%), se estimó en 40 %; vCo= precio al por mayor del Cobalto, se tomó igual a 43 032USD/t; CsCo= contenido de Co en el concentrado igual a 10 %.

$WCo\ 0,9\% = [20658163 * (0.119 - 0.10) * (1 - 0.20) / 100] * 0.4 * 43000 / 0.1 = 3097855021\text{USD}$

$WCo\ 1,1\% = [14461609 * (0.1207 - 0.10) * (1 - 0.20) / 100] * 0.4 * 43000 / 0.1 = 2204477881\text{USD}$

DIFERENCIA= 893 377 140 por el Cobalto que se adiciona.

a) + b):

DIFERENCIA TOTAL = 1 132 968 909 USD por el Ni+Co que se adiciona.

De donde se puede ver la ventaja económica de las variantes con bordes de contenidos de níquel más bajos.

CONCLUSIONES

- 1) El modelo geológico de los yacimientos lateríticos asignados a la planta Cdte. René Ramos Latour de Nicaro no se corresponde con las exigencias del modelo de reservas selectivo aplicado tradicionalmente, conllevando a una fuerte reducción de la vida útil de los yacimientos y a la pérdida de cuantiosos valores económicos.
- 2) Es factible aumentar las reservas de Ni y Co hasta 30 % del balance actual y hasta 1,5 veces el valor económico esperado por recálculo de las reservas de mineral laterítico por las vías del presente trabajo, con un efecto económico pronosticado superior a los 500 millones de U.S.D. No se afecta la eficiencia y se protege mejor el medio ambiente y la vida útil de las instalaciones industriales y sociales anexas.
- 3) Se requiere perfeccionar la metodología de realización de los trabajos geólogo-mineros con la aplicación de redes de perforación y muestreo argumentadas en base al modelo geológico y geoestadístico de las áreas de trabajo, ya que las redes tradicionalmente utilizadas (2; 4; 5; 6; 8) y espacialmente orientadas en forma estándar en los diferentes estadios de la prospección geológica en general no demuestran la suficiente continuidad de las menas, escombros y contenidos químicos, según las exigencias de las normas actuales de clasificación de reservas (9 y otras).
- 4) La longitud de muestreo en estos yacimientos puede alargarse hasta 1m (5; 6; 8) con la reducción del 50 % de los gastos y costos por este concepto. Los niveles de pérdidas de mineral no superan el 5 % y se conserva la calidad de la masa mineral de alimentación a la planta.

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

1. [Donald E. Myers \(1991\)](#). Interpolation and estimation with spatially located data. Chemometrics and Intelligent Lab. Syst.
2. [Lepin O. y otros \(1985\)](#). Aplicación de diferentes métodos matemáticos al estudio de la variabilidad de los horizontes niquelíferos del yacimiento "Martí" en Nicaro.
3. [Readdy L. A. \(1986\)](#). Propuesta de categorización de recursos minerales para evaluación de yacimientos con Geoestadística tradicional y otros métodos. (Traduc. esp. public. en "Geological and Exploration Associates", Kirkland, Washington).
4. [Rodríguez A. \(1986\)](#). Determinación de las redes óptimas para la prospección geológica en los yacimientos ferroniquelíferos de Nicaro.
5. [Agueenko N., Trofimov A. \(1973\)](#). Materiales para la argumentación de la longitud de muestras durante la exploración del yacimiento Martí. Grupo Nicaro.
6. [Morlot H. \(1974\)](#). Trabajo experimental y comparativo sobre las perforaciones a 0.5m y 1m en el yacimiento Martí, Area Nicaro.
7. [Serrano C. F. \(2000\)](#). Pronósticos de eficiencia metalúrgica en función de la calidad del mineral alimentado al proceso industrial.



8. [Rodríguez A. \(1986\)](#). Cambio de intervalo de perforación y muestreo para la exploración detallada del yacimiento ferroniquelífero cobáltico Levisa.
9. [ONRM \(1999\)](#). Clasificación de los recursos y reservas de minerales útiles sólidos. Instrucción.

Tabla No. I

LUZ NORTE (PRIORIZADA).RED 25x25 m

CALCULO DE RESERVAS COMPARATIVO CON DIFERENTES CONDICIONES

CONDICION POZO	PE (m)	PM (m)	PV (t/m ³)	FE (%)	NI (%)	CO (%)	TM (%)	TNI (%)	E/M
B) FE>=20% NI>=1.1% POT.>=1m	0,76	3,99	1,21	43,03	1,48	0,137	100,0	100,0	0,15
NB) IDEM	1,17	1,91	1,25	43,97	1,11	0,142	30,0	22,5	0,48
B) FE>=20% POT.>=1m	0,93	3,20	1,22	43,69	1,38	0,140	128,1	119,4	0,23
NB) IDEM	0,00	3,10	1,33	14,59	2,58	0,045	1,9	3,4	0,00
B) SIN POZO POT.>=1m	0,92	3,20	1,22	43,25	1,40	0,138	130	123	0,23
B) SIN POZO POT.>=0.5m	0,92	2,67	1,22	43,32	1,38	0,139	136	126,8	0,29
B) NI>=0.9% FE>=20% POT.>=0.5m	0,93	2,79	1,22	42,84	1,35	0,137	139,9	127,6	0,28
NB) IDEM	0,00	2,64	1,28	14,60	2,36	0,048	2,3	3,6	0,00
B) SIN POZO POT.>=0.5m	0,91	2,79	1,22	42,39	1,36	0,136	142,1	130,6	0,27
*B) SIN POZO POT.>=1m	0.89	3.26	1.22	42.29	1.38	0.135	136.8	127.6	0.22

SIMBOLOGIA PARA LAS TABLAS:

B , NB = RESPECTIVAMENTE CONDICION DE BALANCE Y NO BALANCEADA
 PE= POTENCIA DE ESCOMBRO PM= POTENCIA DE MENA PV=PESO VOLUMETRICO
 TM = TONELAJE DE MENAS LB+SB Y SU VARIACION EN %
 TNI= TONELAJE DE NI EN LB+SB Y SU VARIACION EN %
 E/M= RELACION VOLUMEN DE ESCOMBRO/ TONELAJE DE MENA LB+SB
 VE= VOLUMEN DE ESCOMBRO Y SU VARIACION EN %
 POT.= POTENCIA MINIMA INDUSTRIAL DE MENA DE BALANCE POR POZO
 SIN POZO= VARIANTE DE CALCULO SIN CONDICION DE NI AL POZO
 LA CONDICION DE LA MUESTRA ES NI>=0.9% (LB)-1.2%(SB), EXCEPTO EN * CON NI>=0.9% PARA LB Y SB.



Tabla No. II

CALCULO COMPARATIVO POR DIFERENTES CONDICIONES

PINARES DE MAYARI ESTE (PRIORIZADO) RED 30x30m

CONDICION (%)	TIPO	PM (m)	PV t/m ³	FE (%)	NI (%)	CO (%)	MENA (%)	TNi (%)	E/M (m ³ /t)
NI=0.9	LB	3.08	1,09	47,76	1,20	0,126	140.2	130.4	
NI=1	LB	2.85	1,09	47,66	1,25	0,128	116.7	113.1	
NI=1.1	LB	2.88	1,08	47,6	1,29	0,127	100	100	
NI=0.9	SB	1.02	0,98	23,54	1,34	0,059	170.8	147.6	
NI=1	SB	0.98	0,97	24,02	1,54	0,059	102.9	102.2	
NI=1.1	SB	0.98	0,97	24,03	1,55	0,058	100	100	
NI=0.9	LB+S B	3.53	1,07	44,7	1,22	0,118	143.4	132.6	0.47
NI=1	LB+SB	3.15	1,08	45,41	1,28	0,122	115.1	111.6	0.61
NI=1.1	LB+SB	3,24	1,07	45,1	1,32	0,12	100	100	0.56



Tabla No. III

**EFFECTO DE LONGITUD DE MUESTREO EN LB+SB
DE LA REGION NICARO-MAYARI**

YACIMIENTO	LONG (m)	PV (t/m3)	FE (%)	NI (%)	CO (%)	TM (%)	VE (%)	LB/SB	E/M (m3/t)
MARTI (GRUPOS I,II,III)	0,5	1,093	36,9	1,40	0,000	100,00	100,00	1.90	0.25
	1,0	1,090	37,1	1,38	0,000	102,20	108,30	1.85	0.26
	1,5	1,084	37,4	1,39	0,000	96,39	115,60	1.66	0.30
	2,0	1,081	36,1	1,39	0,000	94,91	93,75	1.50	0.25
	2,5	1,086	36,4	1,38	0,000	82,79	88,54	1.70	0.27
	3,0	1,059	34,7	1,39	0,000	83,99	71,88	0.99	0.21
	3,5	1,055	34,1	1,38	0,000	78,90	61,98	0.91	0.20
	4,0	1,044	32,8	1,39	0,000	75,52	50,00	0.72	0.17
	4,5	1,032	32,2	1,40	0,000	71,27	32,81	0.57	0.11
	5,0	1,029	31,5	1,41	0,000	64,68	31,25	0.53	0.12
LUZ NORTE (PARTE SUR)	0,5	1,186	40,9	1,33	0,093	100,00	100,00	3.06	0.11
	1,0	1,180	40,5	1,32	0,092	99,31	77,78	2.97	0.09
	1,5	1,181	39,9	1,33	0,092	92,36	66,67	3.05	0.08
	2,0	1,168	38,7	1,32	0,090	89,79	55,56	2.43	0.07
	2,5	1,177	39,2	1,32	0,088	83,88	13,89	2.83	0.02
	3,0	1,171	38,7	1,32	0,087	82,64	0,00	2.53	0
	3,5	1,164	38,1	1,32	0,086	81,40	0,00	2.26	0
	4,0	1,164	38,1	1,32	0,086	81,40	0,00	2.26	0
	4,5	1,160	38,0	1,33	0,086	77,83	0,00	2.12	0
	5,0	1,161	38,0	1,33	0,086	78,22	0,00	2.13	0
PINARES MAYARI (ESTE)	0,5	1,125	46,9	1,22	0,156	100,00	100,00	18.08	0.66
	1,0	1,124	46,8	1,23	0,157	94,74	119,40	21.34	0.84
	1,5	1,124	46,9	1,24	0,155	87,54	104,10	19.67	0.79
	2,0	1,124	46,5	1,24	0,153	78,19	97,84	19.80	0.83
	2,5	1,122	46,1	1,24	0,157	69,36	84,53	16.28	0.81
	3,0	1,122	46,8	1,25	0,154	61,75	70,14	16.44	0.75
	3,5	1,124	45,8	1,22	0,151	63,08	75,54	22.23	0.79
	4,0	1,122	45,5	1,23	0,150	47,99	48,92	16.67	0.68
	4,5	1,125	45,1	1,23	0,154	40,07	42,09	25.11	0.70
	5,0	1,117	44,1	1,24	0,137	32,21	32,37	10.37	0.67

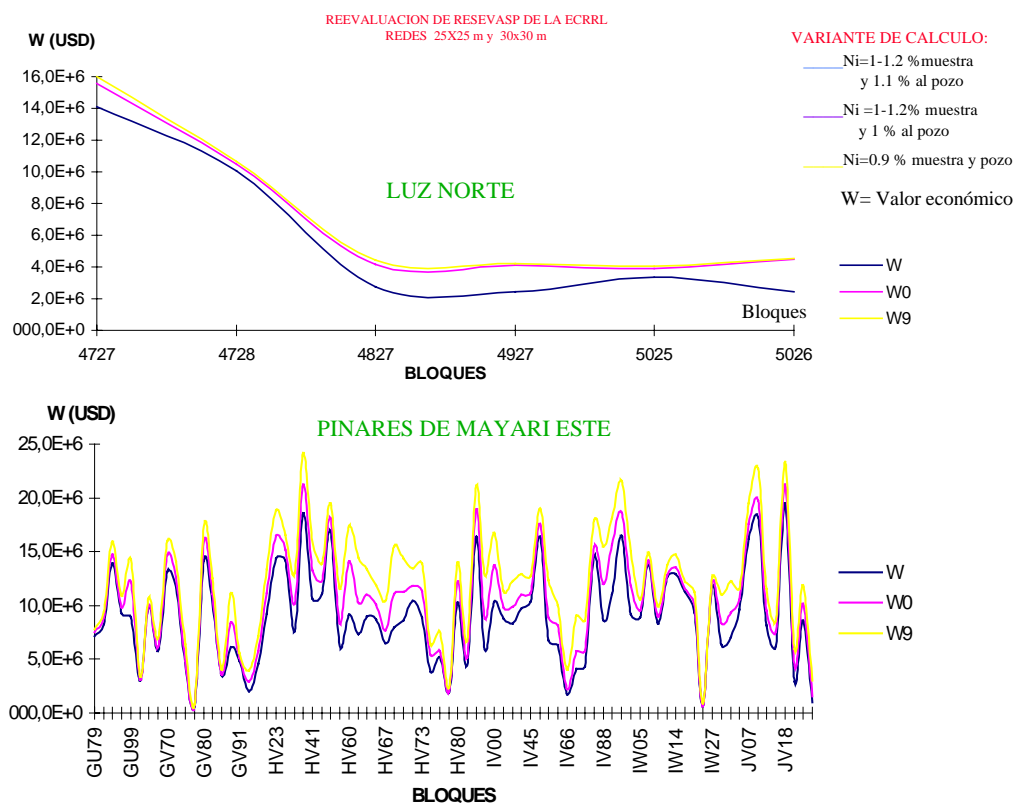


Gráfico No. 1 PRONOSTICO DEL VALOR ECONOMICO DEL YACIMIENTO
DE LB+SB EN BLOQUES POR VARIANTES

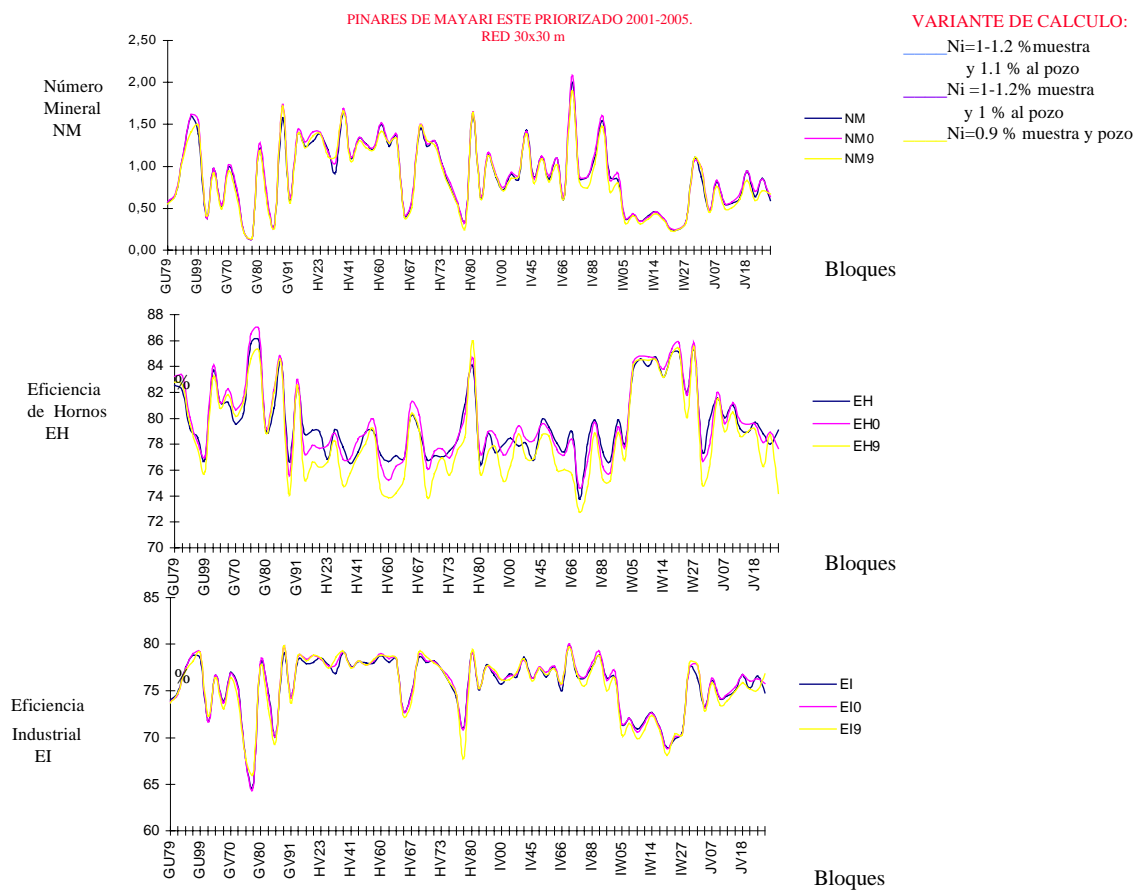


Gráfico No. 2 *PRONOSTICO DE EFICIENCIA METALURGICA DE LB+SB EN BLOQUES POR VARIANTES*



SISTEMA DE GASTO Y COSTO EN LAS EMPRESAS GEOMINERAS.

Norberto Montejo Lora; César Rosales Junco; Concepción Bergues Marén

Empresa Geominera de Oriente Alturas de San Juan Km 2 ½ Carretera de Siboney, Santiago de Cuba
Teléfonos: 43836,41603
email : nmontejo@geom.stg.minbas.cu

RESUMEN

El Programa de Gastos y cierre de Costos Indirectos, es el resumen de la automatización económica de cualquier empresa; referente al análisis y control de todos los Costos y Gastos en que esta incurre.

Este programa permite controlar el comportamiento de los Gastos y Costos por Unidades, Area de responsabilidad, Centros de Costos, Actividades que agrupan varios centros de costos y Elementos del Gasto; por meses y Acumulado. Brinda la posibilidad de analizar y accionar sobre los mismos, en caso de desviaciones con relación al Plan; sirve a la vez para controlar el presupuesto de Gasto de cada Unidad, Centros de Costos, etc, de forma inmediata.

El trabajo de automatización de los Costos, constituye un útil y eficiente herramienta de Dirección que garantiza una respuesta ágil acerca del comportamiento de los costos y gastos de la empresa.

La rapidez y calidad con que se logran los resultados de las series históricas de los Costos por Objetivos, Actividades, Centros de Costos, Área de Responsabilidad, Unidades y Elementos del gasto, garantiza que la toma de decisiones para influir sobre los gastos sea muy operativa, asegurando altos niveles de confiabilidad de la información, la toma de decisiones acertadas y el incremento de la eficiencia en el uso de los recursos.

Este trabajo esta implantado en la Empresa Geominera de Oriente y la Geominera Camagüey, Villa Clara y Cromo Moa con resultados positivos.

El sistema está programado en Delphi y soportado en Windows 95/98.

1 . RECURSOS DEL SISTEMA.

El Sistema de Gastos y Costos necesita para su explotación de los siguiente recursos técnicos:

- Procesador 486 o Pentium.
- 16 MB de memoria RAM.
- 20 MB de disco Duro.
- Monitor a Color.

2.1. COMPONENTES DEL SISTEMA.

La correcta explotación del Sistema de **Gastos y Costos** se logra con el trabajo sobre los componentes o subdirectorios que se describen a continuación.

Subdirectorios.

C:\Gasto-----Subdirectorio del sistema principal.

PANTALLA PRINCIPAL DEL PROGRAMA.

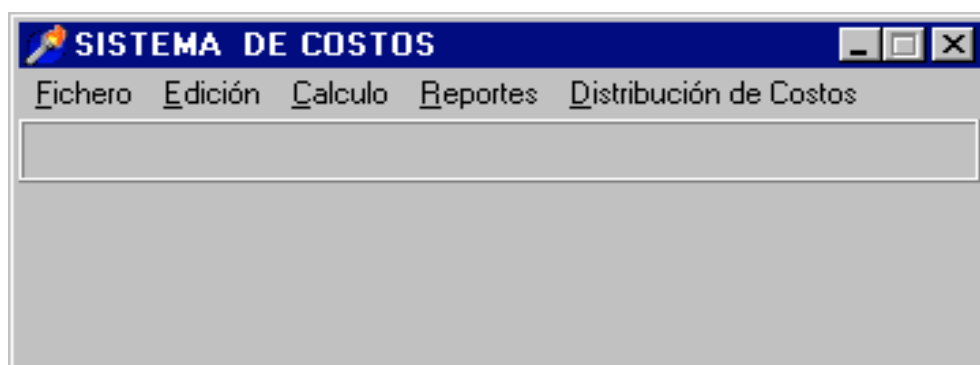


Fig # 1

3.1 INSTALACIÓN DE DATOS DE LA ORGANIZACIÓN DE LA EMPRESA

FICHEROS:

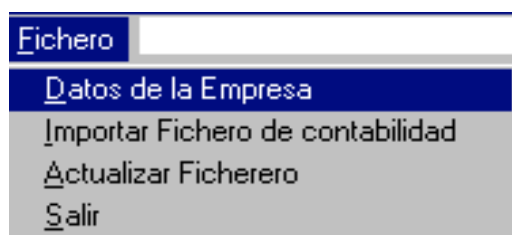


Fig # 2

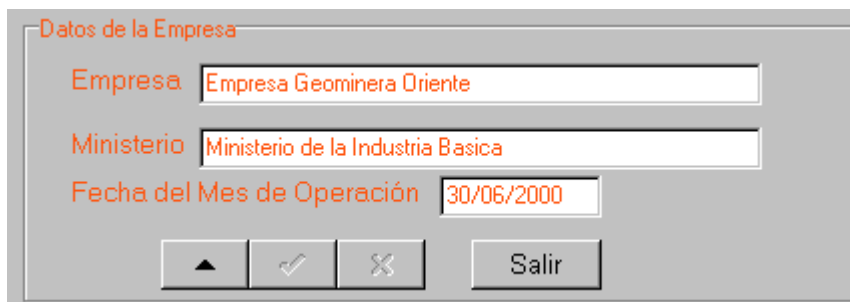


Fig # 3

Esta pantalla permite actualizar el nombre de la Empresa en la que se instaló el programa y el mes de operación.

3.2 OBTENCIÓN DE LOS DATOS DEL SISTEMA DE CONTABILIDAD

3.2.1 **Importar Ficheros:** Esta opción importa los ficheros del sistema de CONTABILIDAD.

Para el caso del **SISCONT** los ficheros **ccmaestd**, **cctrasd** se copian para el Subdirectorío C:\GASTO y **ccctracod** que se mantiene en disquete en la torre A. Esta operación se realiza después de haber introducido todos los comprobantes de gastos del período que se analiza.

En el caso de otro sistema automatizado de contabilidad deben implementarse las adecuaciones necesarias.

3.3 IMPORTACIÓN DE DATOS DE CONTABILIDAD

3.3.1 **Actualizar Ficheros:** Esta opción actualiza los Ficheros importados.

3.4 INSTALACIÓN DE DATOS NECESARIOS PARA EL CALCULO DE LOS GASTOS.

3.4.1 Instalación de unidades (Nombre)

Esta opción permite abrir todas las Unidades con que cuenta la Empresa

3.4.2 Instalación de la Actividades (Nombre)

Esta opción permite abrir las actividades con que cuenta la Empresa.

3.4.3 Definición de centro de costos.

Permite captar todos los centros de costos que posee la Empresa

EDICION.

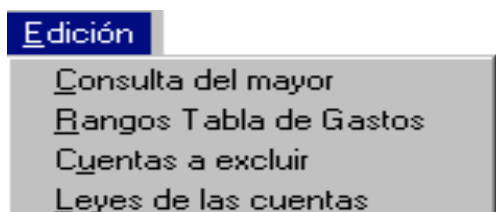
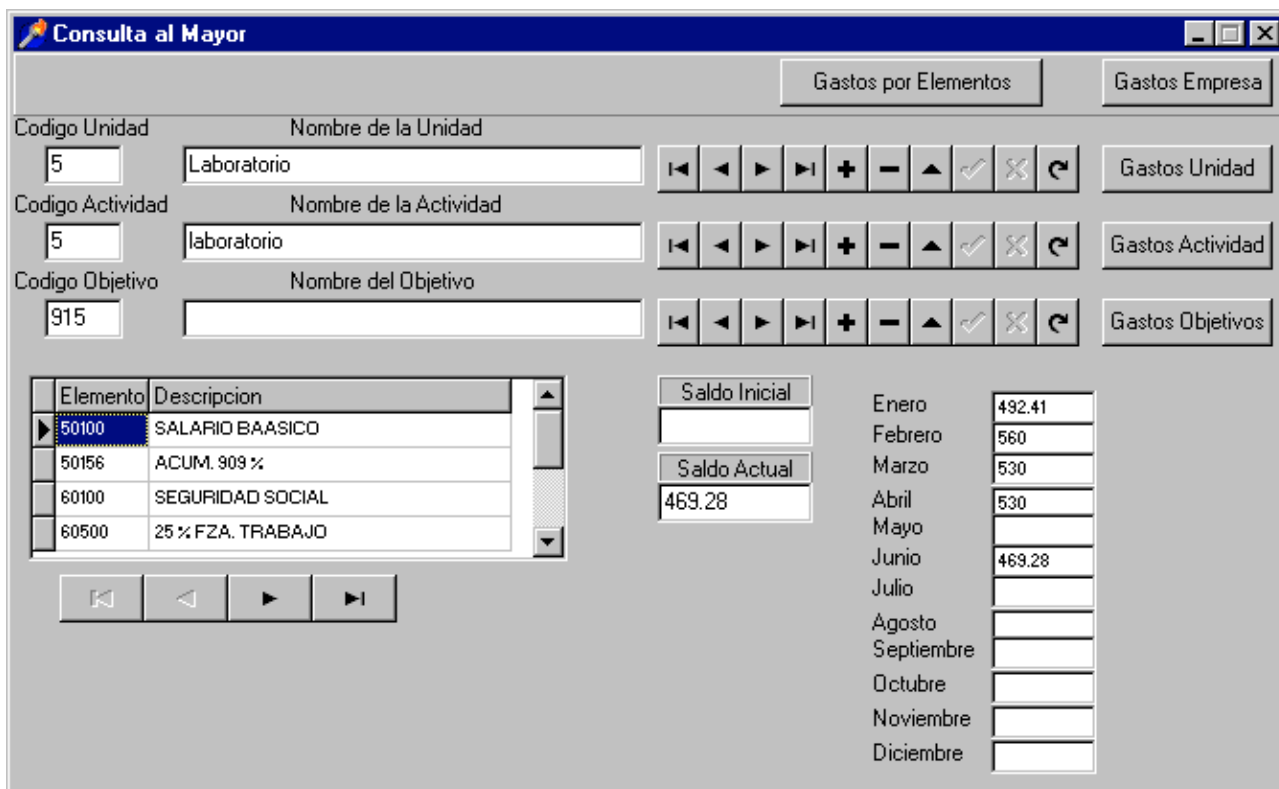


Fig # 4

Consulta al Mayor: Por medio de esta opción se abren todas las Unidades, Centros de Costos y Actividades con que cuenta la Empresa.



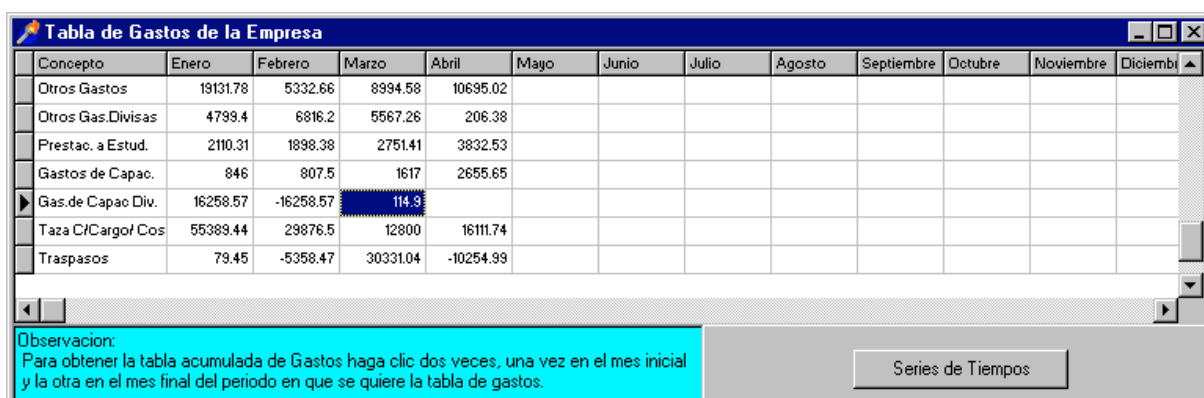
Elemento	Descripcion
50100	SALARIO BAASICO
50156	ACUM. 909 %
60100	SEGURIDAD SOCIAL
60500	25 % FZA. TRABAJO

Saldo Inicial	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre
469.28	492.41	560	530	530		469.28						

Fig # 5

3.4.4 Consulta Gráfica

Series del tiempo_Esta refleja el comportamiento de los gastos de forma gráfica.



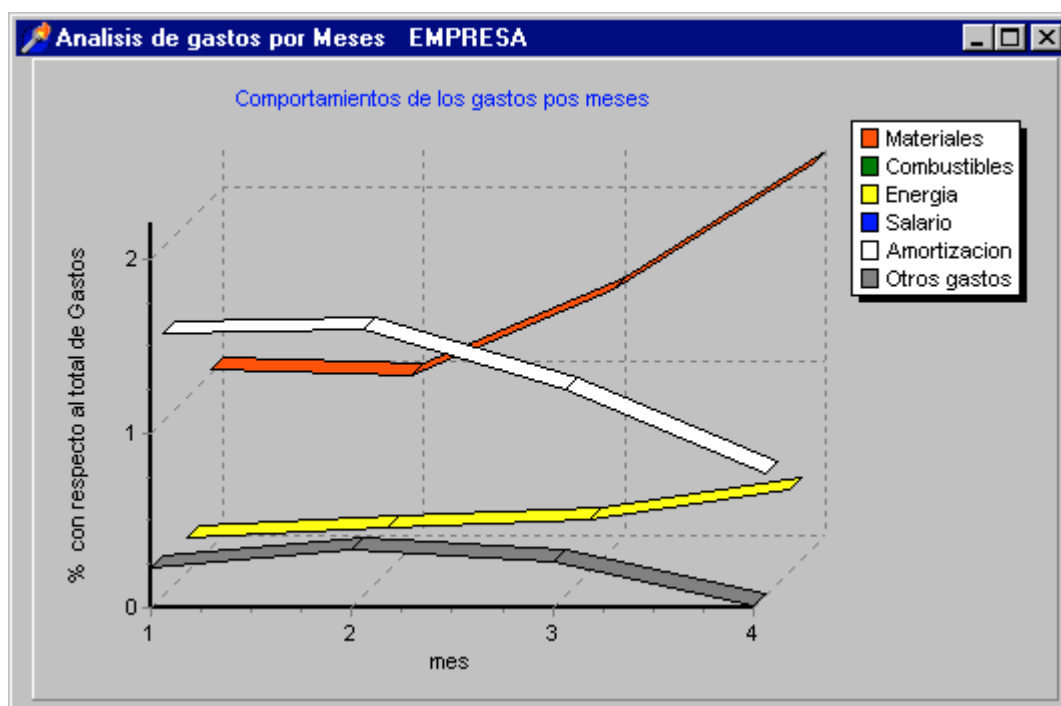
Concepto	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre
Otros Gastos	19131.78	5332.66	8994.58	10695.02								
Otros Gas.Divisas	4799.4	6816.2	5567.26	206.38								
Prestac. a Estud.	2110.31	1898.38	2751.41	3832.53								
Gastos de Capac.	846	807.5	1617	2655.65								
Gas.de Capac Div.	16258.57	-16258.57	114.9									
Taza C/Cargo/ Cos	55389.44	29876.5	12800	16111.74								
Traspasos	79.45	-5358.47	30331.04	-10254.99								

Observacion:
Para obtener la tabla acumulada de Gastos haga clic dos veces, una vez en el mes inicial y la otra en el mes final del periodo en que se quiere la tabla de gastos.

Series de Tiempos

Fig # 6. Tabla de Gastos de acuerdo a la opción elegida.

Gráfico de la Series del tiempo. Muestra el comportamiento por mes de los Gastos.



La gráfica de acumulado de gastos por conceptos se obtiene haciendo clic, en la ventana de la figura 7, en la celda superior izquierda e inferior derecha del intervalo de tiempo y conceptos que deseamos visualizar.

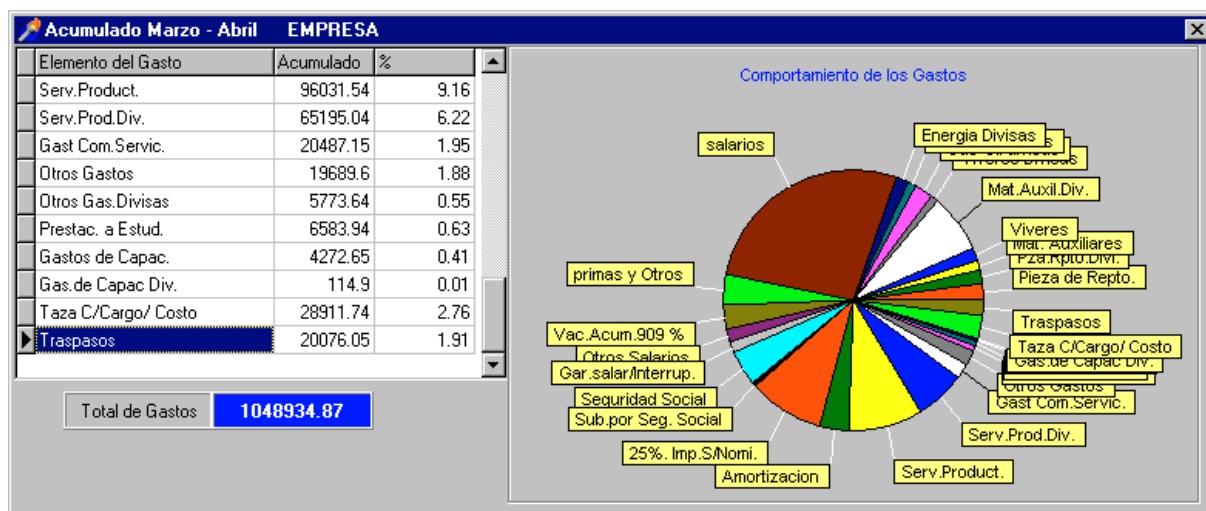


Fig # 8

3.4.5 Instalación de los Rango de la Tabla de Gastos

Rango de la Tabla de Gastos: A través de esta opción se abren todos los Elementos y Subelementos de gastos reconocidos por la Empresa.

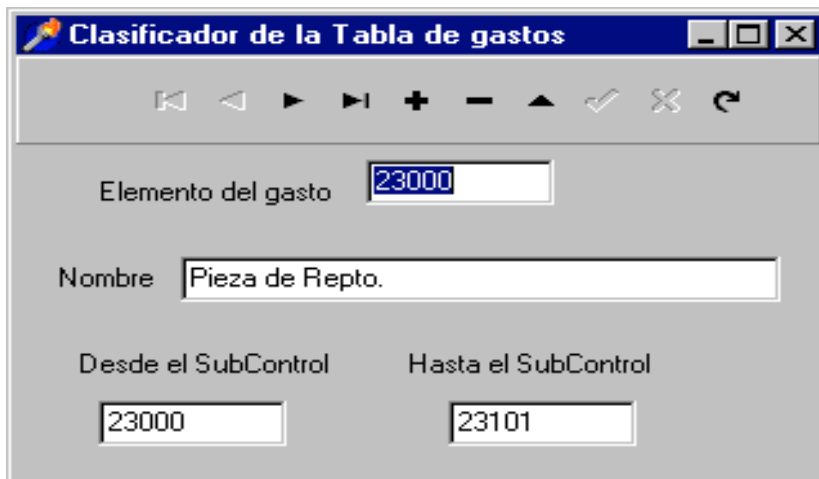


Fig # 9. Clasificador de la tabla de gastos.

Este clasificador del elemento del gasto es la principal fuente de información porque garantiza la distribución de los datos a la hora de ejecutar los cálculos.

3.4.6 Leyes de los Centros de Costos

Por esta opción se determina la cantidad de dígito que codifican la Unidad, Actividad y C. De Costos. Por ejemplo: en la figura 12 en **Unidad**: desde 1 hasta 1, significa que la unidad va a estar codificada por el primer dígito, en **C. Costo**: desde 1 hasta 5 significa que los 5 dígitos codifican el centro de costo. En el caso de la cuenta 702, significa que el dígito 1 representa la Unidad, a partir del 3 y hasta el 5 representa el objetivo y el segundo dígito se reserva para codificar la actividad productiva que agrupa varios centros de costo.



Cuenta	Unidad		Centro de Costo	
	Desde	Caracteres	Desde	Caracteres
700	1	1	1	5
701	1	1	1	5
702	1	1	3	5
709	1	1	1	5

Fig # 10.

3.5 CÁLCULOS FINALES DE LAS TABLAS DE GASTOS

Cálculo: Con esta opción calcula toda la información luego de haber hecho toda la distribución del elemento del gasto y de hacer los proceso correspondiente de importación y actualización de los ficheros de contabilidad.

3.6 LISTADOS

Reporte: Por esta opción se obtiene el resultado de toda la información determinada por:

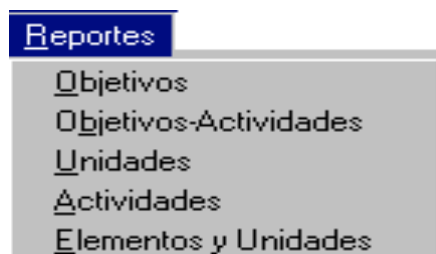


Fig # 11

3.6.1 Objetivos

Aquí se selecciona la Cuenta y la Unidad obteniendo así el resumen por Unidad, Cuenta, Elemento de Gasto, Meses y Acumulado.

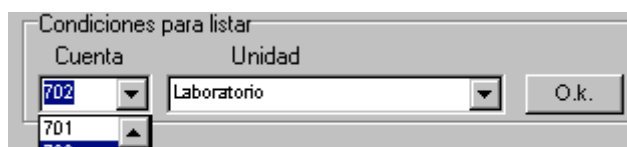


Fig # 12

3.6.2 Objetivos- Actividades

Idem. Al punto anterior con la variante de que no da el resumen por meses sino por Actividades.

3.6.3 Actividades

Esta opción es solamente para la cuenta 702, donde refleja el resumen por Objetivos Geológicos, Actividades, Elementos del Gasto, por meses y acumulado.

3.6.4 Unidades

Se obtiene el Resumen del gasto total de cada Unidad excepto las cuentas 865 y 866 que tienen subcuentas obligatorias de 865- 11 y 866- 12 ó si ha excluido alguna otra.

3.6.5 Elementos del gasto

Esta opción resume cada Elemento del gasto por Unidades, meses y Acumulado.

3.7 DISTRIBUCION DE COSTOS (INDIRECTOS).

Por esta opción permite hacer la distribución de los Costos Indirectos hacia todos los Centros de Costos que se afectan con la misma.

Es importante copiar hacia un disco los comprobante de gastos del fichero de contabilidad (CCTRACOD) para la distribución de los costos.

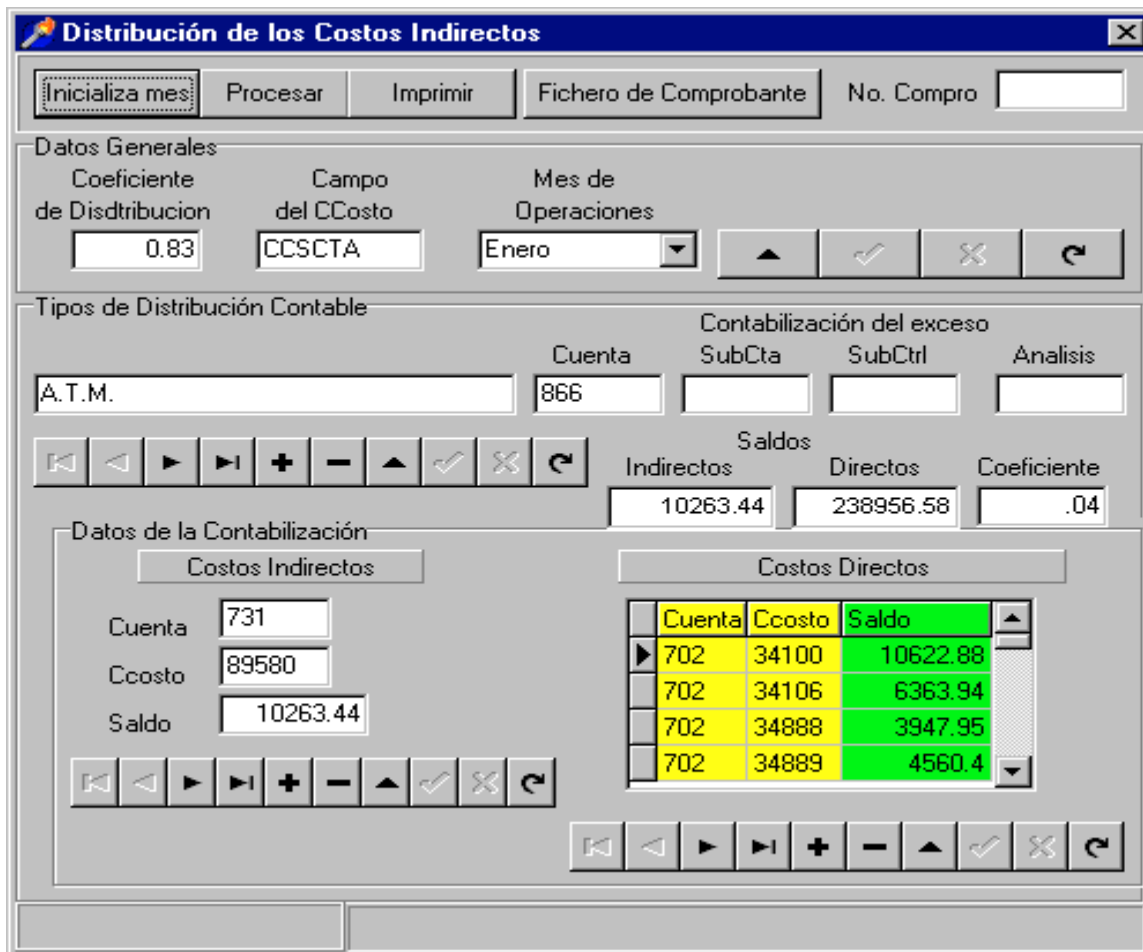


Fig # 13 Tabla de distribución de los costos

3.7.1 Iniciar mes

Esta opción borra la operación del mes anterior y permite dar entrada al mes que se informa.

3.7.2 Ejecutar mes

Esta ejecuta el cierre del mes que se informa.

3.7.3 Imprimir

Con esta opción se obtienen los comprobantes de operaciones de cierre que posteriormente se pasan a Contabilidad.

3.7.4 Fichero de comprobante

Esta opción permite pasar al floppy el comprobante de cierre poniendo el número que corresponda de acuerdo a contabilidad

3.8 CIERRE DE AÑO

Esta opción permite el cierre de toda las operaciones al final de años y borra todos los ficheros que intervienen en los cálculos del sistema

3.9 SALVA Y RESTAURA

Salva en Floppy ó en Ficheros toda la información del mes y restaura esta información en el momento deseado.