



República de Cuba
Ministerio de Educación Superior
Instituto Superior Minero-Metalúrgico

Dr. Antonio Núñez Jiménez
Facultad de Metalurgia Electromecánica
Especialidad Metalurgia

*Trabajo de Diploma en opción al título de
Ingeniero Metalúrgico*

*Estudio a escala de banco del efecto de la
homogenización del mineral en el proceso de
reducción de níquel y cobalto*

Yoandry Álvarez Botey

Moa
2011



República de Cuba
Ministerio de Educación Superior
Instituto Superior Minero-Metalúrgico

Dr. Antonio Núñez Jiménez
Facultad de Metalurgia Electromecánica
Especialidad Metalurgia

*Trabajo de Diploma en opción al título de
Ingeniero Metalúrgico*

*Estudio a escala de banco del efecto de la
homogenización del mineral en el proceso de
reducción de níquel y cobalto*

Autor: Yoandry Álvarez Botey

Tutores: Ángel Legrá Legrá, Ing.

Prof. Inst., Orleidy Loyola Breffe, Ing.

Moa
2011



PENSAMIENTO

Sólo hay nada para aquellos que nada saben producir.

Johann Wolfgang Von Goethe

DEDICATORIA

Le dedico sinceramente este trabajo a:

- ✚ A mis padres Marcelino Álvarez Labañino y Martha Botey Rodríguez, a mis hermanos Yhon Marx Álvarez Botey y Dunia Domínguez Botey que tanto se han esforzado por mí y siempre me han brindado su apoyo.
- ✚ A la memoria de mis abuelos.
- ✚ A mi esposa Yarisel Rivas Romero que me ha apoyado en los momentos difíciles.
- ✚ A toda mi familia y amigos.
- ✚ A todas las personas que me quieren y desean lo mejor para mí.

AGRADECIMIENTOS

A través de este trabajo hago constar mis mayores agradecimientos:

- ✚ A mis padres Marcelino Álvarez Labañino y Martha Botey Rodríguez por su apoyo y confianza en toda mi etapa de estudiante.
- ✚ A mis tutores Ángel Legrá Legrá y Orleidy Loyola Breffe por su ayuda y colaboración en la realización del mismo.
- ✚ A mis amigos y compañeros de aula por toda la ayuda que me han brindado a lo largo de todos estos años.
- ✚ A mi esposa Yarisel Rivas Romero por su apoyo y ayuda.
- ✚ A mis suegros Olga Romero y Ángel Rivas por su colaboración en la realización del mismo.
- ✚ A todos los que de una forma u otra han tenido que ver en la realización de este trabajo.
- ✚ A la Revolución y a Fidel, por permitirme realizarme hoy como profesional.

RESUMEN

En el presente trabajo se hizo un estudio a escala de banco del mineral que se alimenta a las plantas de Secaderos y Hornos de la Empresa “Comandante Ernesto Che Guevara” (E.C.G), con el objetivo de determinar el efecto de la homogenización en las extracciones de níquel y cobalto durante el proceso de reducción. Se tomaron muestras en cuatro puntos (SM4): en la correa caliente del transportador 11 de Secaderos, en los transportadores de paletas ubicados en los electrofiltros de secaderos (la muestra especial PS) polvo de secaderos, en Hornos de Reducción el mineral de alimentación (muestra HR1) ubicado en la descarga de la romana, y en los transportadores de paletas de horno (la muestra especial PH) polvo de hornos. Como resultado fundamental se obtuvo que en las condiciones actuales (con alimentación de mineral directamente desde la mina) en la E.C.G. Prácticamente no ocurre proceso de homogenización, con valores del efecto de homogenización para todos los casos inferiores al 40 %. Además se define preliminarmente que, implementando un lecho de mezclas (conformando pilas de prehomogenización continuas, interponiendo capas sucesivas), se logra incrementar la homogenización hasta valores cercanos al 60 %, con un aumento por este concepto de las extracciones de níquel como promedio del 2,44 %.

Palabras clave: Efecto de homogenización, reducción, extractable y escala de banco.

ABSTRACT

This work was a bench-scale study of the ore fed to the plants Dryers and Furnaces Company "Comandante Ernesto Che Guevara" (E.C.G), in order to determine the effect of homogenization in the extraction of nickel and cobalt during the reduction process lateritic ore. Samples were taken at four points (SM4) in the conveyor belt 11, hot dryers, on conveyors pallet located in the electrostatic of dryers (the special exhibition PS) powder dryers, furnaces reduction in the mineral supply (shown HR1) located in the discharge of the Roman and pallet conveyor furnace (the special exhibition PH) baking powder. As a fundamental result was obtained, which under current conditions (with feed ore directly from mine) in the ECG, virtually no homogenization process occurs with homogenizing effect values for all cases below 40%. It is also defined preliminarily implemented a bed of mixed (continuous prehomogenization forming cells, inserting successive layers) significantly increase the homogenization to values near 60%, up by this concept of the extraction of nickel and 2.44% average.

Keywords: Effect of homogenization, reduction, and bench scale extractable.



ÍNDICE

INTRODUCCIÓN	6
CAPÍTULO 1. FUNDAMENTO TEÓRICO DE LA INVESTIGACIÓN	11
1.1 INTRODUCCIÓN	11
1.2 ANTECEDENTES	11
1.3 PROCEDIMIENTO DE HOMOGENIZACIÓN SEGÚN NORMA EUROPEA	13
1.4 ELEMENTOS TEÓRICOS DE LA HOMOGENIZACIÓN.....	17
1.5 DESCRIPCIÓN DEL FLUJO TECNOLÓGICO DE LA FÁBRICA	21
1.6 PROCESO DE HOMOGENIZACIÓN DEL MINERAL EN LA FÁBRICA	22
1.7 CAUSAS DE PÉRDIDAS DE NÍQUEL EN LA REDUCCIÓN.....	24
1.7.1 Principales transformaciones físico-químicas que ocurren en el horno.	25
CONCLUSIONES DEL CAPÍTULO 1.....	30
CAPÍTULO 2. MATERIALES Y MÉTODOS	31
2.1 INTRODUCCIÓN	31
2.2 METODOLOGÍA Y DESARROLLO DEL TRABAJO.....	31
2.2.1 Metodología para el procesamiento de los datos del reporte metalúrgico.....	31
2.3 METODOLOGÍA DE PREPARACIÓN DE LAS MUESTRAS PARA REALIZAR LOS EXPERIMENTOS EN LAS PRUEBAS DE BANCO.....	32
2.4 PROCEDIMIENTO PARA EFECTUAR LAS PRUEBAS DE REDUCCIÓN.....	34
2.4.1 Reducción en el horno Mufla	36
2.4.2 Lixiviación estándar Q.T.....	37
2.4.3. Espectrofotometría de absorción atómica.....	39
2.4.4. Determinación de azufre y carbón.....	39
CONCLUSIONES DEL CAPÍTULO 2.....	40
CAPÍTULO 3. ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS	41
3.1 INTRODUCCIÓN	41
3.2 PREPARACIÓN DE LAS INSTALACIONES PARA REALIZAR LOS EXPERIMENTOS. CURVA DE TEMPERATURAS DE REDUCCIÓN....	41
3.3 PROCESAMIENTO ESTADÍSTICO DE LOS DATOS CORRESPONDIENTES AL PERÍODO PRECEDENTE AL INICIO DEL TRABAJO	43
3.4 TOMA DE MUESTRAS PRIMARIAS PARA PREPARAR LAS MUESTRAS TECNOLÓGICAS. CARACTERIZACIÓN QUÍMICA	45
3.5 REALIZACIÓN DE LOS EXPERIMENTOS DE REDUCCIÓN PROGRAMADOS A ESCALA DE BANCO	47
3.5.1 Resultados de extracciones para cada clase de mineral.....	47
3.5.2 Caracterización química del mineral reducido.....	50
3.5.3 Resumen del comportamiento del extractable y el mineral reducido	52
3.5.4 Cálculo económico	53
CONCLUSIONES DEL CAPÍTULO 3.....	53
CONCLUSIONES	54
RECOMENDACIONES.....	55
BIBLIOGRAFÍA.....	56
ANEXOS.....	58



Introducción

INTRODUCCIÓN

El actual orden económico mundial que se ha establecido en el planeta exige de los países menos desarrollados un incremento en la eficiencia de su economía, para elevar así su nivel competitivo y conquistar un espacio en el mercado mundial. En Cuba la industria metalúrgica del níquel desempeña un papel significativo en este ámbito, es por ello que todo cuanto se haga para elevar la productividad y la eficiencia de estas industrias repercutirá de manera directa en las posibilidades de adquisición de la economía cubana.

El suelo de Moa se caracteriza por extensos territorios con los tipos de la serie Nipe-Sagua-Baracoa sobre rocas serpentinitas, material rojizo con alto contenido de hierro en niveles superiores al 50 %, además de otros metales como magnesio, cromo, cobre, níquel y cobalto, materiales que también abundan en las rocas serpentinitas. Tanto el suelo como las rocas son explotados para la extracción selectiva del níquel y el cobalto, en minas a cielo abierto. En nuestro país el proceso CARON, por medio del cual se extrae el níquel de los yacimientos lateríticos lixiviando el mineral reducido con una solución de carbonato de amonio a presión atmosférica, ha sido un proceso importante en la refinación de las laterititas con alto contenido de hierro. El mismo se aplica en las empresas Comandante “René Ramos Latour” de Nicaro y en la Empresa “Ernesto Che Guevara” ubicada en Punta Gorda, Moa.

La fábrica de Nicaro fue la primera en el mundo en implementar la tecnología Carbonato–Amoniacal (Proceso CARON) en el año 1943 patrocinada por la Freeport Sulphur Co. (E. U. A.). La misma fue desarrollada posteriormente por las siguientes industrias:

1962- SERED (antigua Checoslovaquia). Procesó minerales importados de Albania.

1974– Marinduque en Filipinas, actual NONOC.

1974- GREENVALE en Australia. Actualmente se están agotando sus yacimientos y procesa un elevado porcentaje de minerales importados de Indonesia y Nueva Caledonia, esta industria ha pasado a llamarse QUEENSLAND NICKEL.

1980– Inicia sus operaciones el Complejo Industrial TOCANTINS en Brasil.

1987- Inicia sus operaciones la Empresa “Ernesto Che Guevara” ubicada en Punta Gorda, Moa, Cuba.

Esta tecnología está caracterizada por el alto consumo de fuel oil que representa aproximadamente un 70 % (en el caso de Cuba) del costo unitario por libra de níquel más cobalto producido. Dentro de este porcentaje alrededor de una tercera parte se consume en el proceso de reducción en los Hornos de Múltiples Soleras. Es importante señalar que en el proceso de reducción se emplea el fuel oil como reactivo químico pues, debido a la combustión incompleta del mismo, en el horno se crea una atmósfera reductora a base de monóxido de carbono e hidrógeno. Además se emplea como aditivo para catalizar el proceso reductor, con lo que se logra el equilibrio térmico en la cinética de reducción del níquel y el cobalto.

La diversidad de los minerales a nivel mundial es muy amplia, por lo que las operaciones en los diferentes procesos de las tecnologías son diferentes en cada una de las empresas que utilizan la variante CARON, de cuya composición depende el buen proceso de homogenización que se debe llevar a cabo para poder lograr un alto grado de reducción de los óxidos de níquel y cobalto. A continuación se muestra en las tablas 1 y 2 la composición química y el grado de extracción de los metales en las diferentes plantas a nivel mundial.

Tabla 1. Composición química del mineral alimentado a las plantas industriales del mundo.

PLANTAS	Ni, %	Co, %	Fe, %	MgO, %	SiO ₂ , %
Nicaró	1,16	0,089	38,6	6 - 8	12 - 16
Pta. Gorda	1,27	0,09	38 - 39	5 - 6	10 - 12
NONOC	1,22	0,10	38 - 39	6,3	---
SERED	0,945	0,063	51,4	1,7	7,55
Greenvale	1,35	0,11	22 - 23	5 - 6	35
Queensland	1,5 - 1,6	0,12 - 2	35 - 40	6 - 8	12 - 16
Tocantín	1,5	0,13	25-27	6-8	20-25

Tabla 2. Eficiencia metalúrgica de las principales empresas que trabajan con la tecnología Carbonato–Amoniacal.

	Nicaró	Pta. Gorda	NONOC	Green-vale	Queens-land Ni	Tocan-tin
Extracción potencial, %	Ni - 78	80 - 82	82	82	82-84	75
	Co - 50	56 - 60	50	65	55-60	45
Extracción real, %	Ni - 75,6	78 - 79	79-80	81-82	82-84	73
	Co -20-25	35 - 40	45-47	59-60	40-44	33
Recuperación, %	Ni - 70,4	73 - 75	78	70-72	81	73
	Co - 20	30 - 35	39	40-45	40	33

Las labores de construcción del proyecto de Nicaro fueron autorizadas por la “Reconstruction Finance Corp.”, el 4 de febrero de 1942, pero su construcción se inició en marzo de 1942, la cual arrojó sus primeros resultados en septiembre de 1943; cuando se procedió a calentar el horno No. 1 se logró bajar el primer tren de mineral de la Mina Cornelia (Zona Ocuja) y se probó la maquinaria de la industria. El primer mineral fue extraído en julio de este mismo año y comenzó a alimentar a la primera sección del proceso en octubre de 1943. Una cantidad pequeña de óxido de níquel se envió de Cuba a los Estados Unidos a finales del año 1943. Se toma como fecha de implementación de la tecnología carbonato-amoniaca desarrollada por Caron, en Nicaro, debido a la primera producción de óxido de níquel obtenido, el 21 de diciembre de 1943.

Análogamente y dado el desarrollo alcanzado en la asimilación de la tecnología por los especialistas cubanos y debido a los vastos depósitos de minerales lateríticos que se contaban en la costa noroeste de la actual provincia de Holguín, el Estado cubano acordó en diciembre de 1972 con el gobierno de la URSS, la colaboración técnica para la rehabilitación de las plantas niquelíferas de Moa, “Cdte. Pedro Sotto Alba” y de Nicaro “Cdte. René Ramos Latour” y la posible construcción de una nueva planta de níquel, la cual, fruto de esa colaboración, se encuentra al norte del yacimiento mineral de Punta Gorda, a 4 km de la ciudad de Moa y a 2 km del pueblo de Punta Gorda.

La misma se construyó con el auspicio del proyecto técnico elaborado por el Instituto “Grupo níquel” en los años 1974–1978, principalmente a base de la documentación técnica de datos de diseños y prácticos desarrollados por las compañías norteamericanas (1943–1960) y después del triunfo de la Revolución bajo la administración cubana. Además de la ejecución de nuevas inversiones en el mejoramiento de la tecnología Caron por el Estado cubano, y en función de la disminución del consumo de portadores energéticos y el aumento de la eficiencia metalúrgica, se ha accionado en las siguientes vertientes:

- ✓ Introducción del sistema corto o precipitación de cobalto en la mejora del producto final (1983). Instalación de ducto desde Horno hasta la planta de Secaderos (1992).
- ✓ El mejoramiento de los índices técnico-económicos del procesamiento del mineral en los Hornos de Reducción con la tecnología PRIOR (1995).
- ✓ El mejoramiento de la reducción del mineral con el uso de petróleo aditivo en sustitución del gas reductor (1995).

En la actualidad no existe un proceso eficiente de mezcla y homogenización de los minerales debido al no funcionamiento de las instalaciones de homogenización. En la Empresa “Comandante Ernesto Che Guevara”, la reducción del consumo de portadores energéticos y la optimización de sus procesos inciden significativamente en la eficiencia de sus equipos e instalaciones fabriles. La homogenización, desde el punto de vista industrial, es un proceso de mezclado del mineral, el cual tiene como objetivo que la mena que se alimente a la planta de Preparación de Mineral sea lo más estable posible tanto en sus propiedades químicas como mineralógicas, lo cual crea las bases para operaciones y parámetros estables y sostenidos durante la reducción y lixiviación de la metería prima, lo cual conlleva a mayores extracciones de níquel y cobalto.

El país realiza grandes esfuerzos encaminados a elevar la capacidad de producción de níquel y cobalto, por ello es importante mejorar el mezclado y la homogeneidad de los flujos de menas lateríticas que se abastecen al proceso industrial.

Es por eso que este trabajo tiene como **problema científico**: Poco conocimiento de la influencia de la homogeneidad del mineral de alimentación a las plantas que emplean la tecnología carbonato amoniacal sobre el proceso de reducción, en las industrias cubanas.

El **objeto de la investigación** es el mineral laterítico, mientras que el **campo de acción** es la estabilidad del mineral en el proceso de reducción de la Empresa “Comandante Ernesto Che Guevara”.

Se plantea para el presente trabajo la siguiente **hipótesis**: El incremento de la homogeneidad del mineral de alimentación al proceso de reducción traerá consigo un aumento de las extracciones de níquel y cobalto durante esta operación tecnológica.

Objetivo General: Determinar el efecto de la homogenización del mineral a escala de banco en el proceso de reducción.

Objetivos Específicos:

1. Realizar búsquedas bibliográficas que fundamenten el tema tratado.
2. Caracterizar el método y el equipamiento utilizado en la investigación.
3. Evaluar las extracciones de níquel y cobalto a escala de banco con y sin homogenización.
4. Determinar el efecto de homogenización que se logra actualmente en la empresa Ernesto Che Guevara previo al proceso de reducción y el que se alcanzaría luego de implementar un lecho de mezcla.



Capítulo 1

Fundamento teórico de la investigación

CAPÍTULO 1. FUNDAMENTO TEÓRICO DE LA INVESTIGACIÓN

1.1 Introducción

La preparación del mineral es importante dentro del desarrollo del proceso de reducción y fundamentalmente la homogenización de este, donde se obtienen minerales más homogéneos tanto químico, granulométrico y mineralógicos. Todo esto favorece el proceso de reducción, donde ocurre una reducción más efectiva del níquel y el cobalto, además garantiza que el flujo de mineral sea más estable.

1.2 Antecedentes

Estenoz & Bernal (1992) realizaron un estudio sobre la influencia de la homogenización en el proceso de lixiviación ácida de la laterita y su contenido. La investigación teórica y experimental demostró evidentemente lo racional que permite en gran medida disminuir la oscilación del contenido de los componentes útiles, así mismo aumentar los índices tecnológicos del beneficio y procesamiento metalúrgico.

Legra & Machado *et al* (2001) realizaron un estudio sobre estrategias para mejorar la homogenización en pilas del tipo chevrón, usando la simulación geoestática, donde se obtuvieron resultados favorables de la propiedad de desviación-modelo que se valora para cada tamaño de pila, además, puede hacerse un gráfico de desviación-modelo para cada pila y obtener la ecuación de ajuste para esta curva.

Estenoz & Espinosa (2003) realizaron un análisis sobre el secado solar del mineral, donde se diseña una forma de apilar, remover y recoger las pilas que se adapten a las condiciones del microclima de la región. En los estudios estadísticos, modelos computarizados y pruebas semi-industriales se estudiaron el tiempo de secado, el número de hileras y pilas, sus dimensiones y volúmenes, la disposición en el terreno, los horarios y frecuencias para la remoción de las capas de material seco, y otros parámetros de productividad y equipamiento.

Llegaron a la conclusión de que la instalación y procedimiento de homogenización diseñados se pueden usar para el procesamiento de minerales terrosos, independientemente de su grado de adhesión y aglomeración.

Quiala (2005) realizó un estudio de la influencia de la distribución granulométrica de las muestras HR-1 y recicló en el extractable de níquel y cobalto del producto de Hornos de Reducción. Se tomaron muestras correspondientes y se les realizó un análisis granulométrico a las fracciones menores de 0,074 mm a través del análisis de tamices por vía húmeda. Los mejores resultados que se obtuvieron para las muestras HR-1 con la fracción -0,074; +0,044 mm para el extractable de níquel y cobalto, para la del recicló con la fracción -0,044; +0,040 mm para el extractable de níquel y -0,040 +0,030 mm para el extractable de cobalto.

Legrá (2007) realizó un estudio sobre la separación de fracciones + 200 mm, homogenización y validación de muestras tecnológicas de minerales especiales de Yagrumaje Oeste empleando la metodología desarrollada por especialistas del CEINNIQ, se obtuvieron grado de homogeneidad de 85,89 y 81,32 para el níquel y el hierro respectivamente; resultados determinantes por ser los análisis de estos elementos los de mayor precisión. El grado de homogeneidad alcanzado por la muestra tecnológica es varias veces superior al que logra la ECECG para el mineral de alimentación (según muestra SM-2, el grado de homogeneidad es de 20-30 y de 5-10 para el níquel y el hierro, respectivamente). Por los resultados de los análisis químicos la muestra tecnológica puede considerarse como un mineral limonítico, justificado fundamentalmente por su alto contenido de hierro y bajo contenido de SiO_2 y MgO .

Rodríguez (2009) realizó un estudio de la preparación y caracterización química y física de muestras de mineral del yacimiento cajalbana, donde se produjo el mezclado y la homogenización de cada sector por separado; se tomaron muestras y se realizaron análisis químicos a cada una de las pilas obtenidas. Posteriormente se mezclaron ambas pilas conformando una final, la cual se sometió a varios pasos de homogenización. Después del último paso se procedió a la certificación química y granulométrica de las muestra y se efectuó análisis estadístico a los resultados obtenidos.

1.3 Procedimiento de homogenización según norma Europea

Según Manual de homogeneización Europea 2009

El sistema de apilamiento amontona en la dirección longitudinal de la pila las materias primas que llegan a ella, mediante un movimiento continuo de un extremo a otro de la misma, formando capas más o menos gruesas. De este modo el flujo de material se divide en diferentes cantidades de masa, cada una de las cuales corresponde a una capa.

Las variaciones de composiciones químicas a largo plazo, las cuales dependen de cada sistema particular de trabajo o de cada cadencia de mezcla en la explotación de la cantera, se suprimen de este modo, ya que se superponen unas a otras de una forma secuencial irregular.

La extracción del material de la pila se efectúa transversalmente a la dirección del apilamiento, en forma de rebanadas o lonjas de diferentes cantidades ΔQ , mediante la instalación de máquinas rascadoras que actúan lateralmente y de forma sucesiva desde la cima hasta la base de la pila, sobre un cierto espesor de material (ver figura 1 en el anexo). En el caso de extractores de acción frontal, la sección total de la pila es abarcada de una vez por el dispositivo de corte de la máquina, de tal manera que la cantidad de material así separada no se puede considerar realmente como una rebanada de la pila. Sin embargo, a los efectos presentes y posteriores hay que señalar que aquí se trata de rebanadas o lonjas muy delgadas de material extraído.

Sobre esta base cabe hacer, respecto a la extracción del material de las pilas, las siguientes deducciones:

Las rebanadas de material extraídas en dirección normal a la de formación de las capas están a nuevas oscilaciones de composición, dada la superposición de oscilaciones que se dan al entrar el material en la pila para formar dichas capas. Estas nuevas oscilaciones de composición pueden ser de dos clases:

- (a) –Oscilaciones dentro de cada rebanada de material (desviaciones a corto plazo)
- (b) –Oscilaciones entre valores medios de composición, correspondiente a las

distintas rebanadas, cuando estas se comparan entre sí (desviaciones a largo plazo).

En el caso de una correcta formación del lecho de una mezcla se deben elegir las cantidades de material por cada capa, y el número de capas, de tal modo que las oscilaciones residuales entre las composiciones medias de las rebanadas queden reducidas a un mínimo. Se puede mejorar mucho el resultado de la mezcla y teóricamente este puede llegar a ser infinitamente bueno en el aumento del número N de capas al hacer el apilamiento del material, y utilizar dispositivos de extracción que permitan una homogenización eficaz del mismo.

En función de la forma de extracción del material de la pila, las oscilaciones dentro de cada rebanada se pueden compensar más o menos, según el tipo de maquinaria empleada en la extracción. Las oscilaciones entre los valores medios de la composición de las rebanadas están predeterminadas por las cantidades ΔT .

De estas consideraciones se puede deducir que al ritmo de los trabajos en la cantera se le debe prestar la máxima atención. Si bien es cierto la desviación Standard de las oscilaciones de composición del material a su entrada en la pila no se puede alterar ni modificar el ciclo de trabajo, en cambio es posible reducir las oscilaciones de composición entre rebanadas extraídas, y que la cantidad de material por cada capa depositada es mayor que la capacidad de carga de una o más máquinas cargadoras. El procedimiento operatorio en la cantera, se describe como la carga y transporte de material de diferentes pilas cuantitativamente distintas, se puede correlacionar con su almacenamiento en lechos de mezcla, de tal manera que cantidades de material de características de calidad (composición) similares se apilen unas sobre otras en las mismas zonas del lecho de la mezcla. Esto conduciría a un notable empeoramiento del efecto de mezcla, lo cual se puede evitar modificar el sistema operativo de la carga y transporte de material en la cantera, de forma que tenga lugar conforme a una secuencia irregular, y de acuerdo con ella llegue el material al lecho de mezcla

Dictamen sobre un lecho de mezcla:

Para poder dictaminar acerca de la eficacia homogenizadora de un lecho de

mezcla hay que considerar los siguientes parámetros, donde como valores estimados de la varianza estadística de las oscilaciones se toman:

$$S_{\alpha}^2 = \text{Varianza Total de las oscilaciones de Entrada.}$$

$$S_{\beta}^2 = \text{Varianza Total de las oscilaciones de Salida.}$$

$$S_Q^2 = \text{Varianza de las oscilaciones de Salida dentro de las rebanadas extraídas.}$$

$$S_x^2 = \text{Varianza de las medias de las rebanadas.}$$

Otros parámetros que hay que tener en cuenta son:

N = Número de capas del lecho.

ΔT = Cantidad de material por cada capa.

ΔQ = Cantidad de material por cada rebanada extraída.

Las oscilaciones dentro de las rebanadas (S_Q) son a corto plazo. Se pueden compensar más o menos bien al extraer el material del lecho de mezcla, según el tipo de maquinaria empleada para la extracción. Este hecho se puede apreciar claramente en la retirada del material mediante máquinas extractoras de acción lateral, que “cortan” sucesivas rebanadas de material. Las cantidades de este correspondientes a cada rebanada presentan aún oscilaciones notables de composición, las cuales se transmiten a las etapas siguientes del proceso de fabricación.

Con las máquinas extractoras de acción frontal las rebanadas de material son más delgadas y abarcan la totalidad de la sección del lecho de mezcla, con lo cual las oscilaciones residuales de composición son sustancialmente menores. La molienda del crudo no compensa, en general de forma apreciable, las oscilaciones de composición del mismo, por lo que estas deben ser eliminadas mediante un sistema adicional de homogeneización del crudo.

Si la extracción del material del lecho se lleva a cabo mediante máquinas extractoras de acción lateral, las cuales den lugar a mayores oscilaciones de las composiciones del material extraído, entonces se precisan buenas instalaciones homogeneizadoras de crudo. En cambio, si la extracción se efectúa con máquinas de acción frontal, las cuales proporcionan un material extraído con oscilaciones de composición menores, en tal caso puede ser suficiente una instalación de homogeneización de crudo más sencilla.

Si se toma cada rebanada de material como una unidad, las oscilaciones de composición dentro de cada una (SQ) pueden ser consideradas como despreciables, quedando solo las oscilaciones entre las distintas rebanadas (Sx), las cuales son de larga duración. Dado que los valores medios de la composición de estas rebanadas son distintos de la media total del lecho, estas oscilaciones no se pueden eliminar mediante una homogeneización del crudo, sino solo mediante la adecuada dosificación de los componentes del mismo antes de su entrada en el molino. Según (Estenoz S, M. et al, en 2004) el grado de homogenización se cálculo por la siguiente ecuación:

$$GH = \left[1 - \left(\sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (X_i - \bar{X})^2}{n(n-1)}} \right) / \left(\frac{\sum_{i=1}^n X_i}{n} \cdot K \right) \right] \cdot 100$$

$$K = \frac{e \cdot c}{\pi} \cdot \sqrt{\frac{c \cdot e^{\frac{1}{c}}}{3}}, \text{ donde:}$$

X_i = Valor de la i muestra de la población.

$\bar{X}$ = Valor medio de la variable de calidad.

n = número total de muestras de la población.

c = número de variables de calidad consideradas en el material.

K = coeficiente de variación de la calidad en el mineral.

La eficacia de un lecho de mezcla se expresa a través del concepto de efecto homogeneizador (e). El cual se puede calcular mediante dos ecuaciones las cuales constituyen la relación de las desviaciones Standard de los valores de la

composición del crudo a la entrada (S_α) y a la salida del lecho de mezcla (S_β), respectivamente, es decir:

$$e = \frac{S_\alpha}{S_\beta} \quad e = \frac{\text{Desv. Est.}_{ent} - \text{Desv. Est.}_{sal}}{\text{Desv. Est.}_{ent}} \cdot 100$$

donde: Desv. Est., es la desviación estándar, ent y sal representan la entrada y la salida respectivamente.

Estimación previa del efecto homogeneizador de un lecho de mezcla.

Teóricamente se pueden conseguir grandes efectos de mezcla si se elige un número N de capas suficientes grandes, es decir, cuando las capas depositadas en el lecho son muy delgadas. Sin embargo, la hipótesis de la independencia de la estadística de la capas no se cumple si el espesor de las mismas decrece, ya que las características de las capas adyacentes de material apiladas en el lecho, en cuanto a composición, tienden a ser correlativas.

Este fenómeno es particularmente en los puntos de retorno de la operación de apilamiento del material. Al final de cada pasada, en un sentido, y al comienzo de la pasada siguiente, en sentido contrario del mecanismo apilador, este deposita materiales de las mismas características, los cuales se superponen unos a otros. Con esto, la previsión de que el material se debe depositar en cantidades discretas ΔT solo se cumple cada dos capas, es decir, solamente cada segunda capa contribuye a la homogenización lograda por el lecho de mezcla.

1.4 Elementos teóricos de la Homogenización

En todas las industrias del mundo que se lleva a cabo la homogenización existen diversos métodos para lograr resultados satisfactorios en dichos procesos, los cuales se explican a continuación:

- 1- Formación de pilas piramidales (Método chevrón o de “los cabrios”)
- 2- Método de las hileras superpuestas (Método Windrow)
- 3- Formación de capas horizontales

4- Formación de estratos inclinados (Método de los estratos)

5- Método de las pilas cónicas

El método chevrón o de “los cabrios” es la forma más usual de apilamiento longitudinal. El material se va depositando a lo largo del vértice longitudinal de una pila piramidal, formando capas individuales que se depositan unas sobre otras de pare o “cabrios” de techumbres. Todas las capas contienen la misma cantidad de material (el espesor de la capa va disminuyendo) la cual depende del caudal del dispositivo de descarga, así como de la velocidad con que recorre la pila (ver figura 1.1 y 1.2 en el anexo).

En el método de las hileras superpuestas (Método Windrow), el material se deposita en hileras longitudinales y paralelas, unas al lado de las otras y superponiéndose. Con este método se pretenden minimizar los fenómenos de segregación que traen consigo la concentración de los tamaños gruesos en la base del apilamiento. Al extender cada una de las hileras es posible que se produzca una cierta segregación, pero esta queda limitada a cada hilera y se produce a distintos niveles (ver figura 1.3 en el anexo).

En el método de las capas horizontales, el material se dispone en capas horizontales que se van superponiendo y cuyo espesor va aumentando según se va formando la pila. Con este método se pueden apilar, en capas de distintos espesores, materiales con distinto ángulo de reposo y con una distribución granulométrica amplia, sin que se produzcan fenómenos de segregación apreciables. Este tipo de apilamiento pueden realizarse mediante el avance progresivo de un puente-grúa unido a un movimiento continuo de sacudida de una cinta transportadora o mediante una cinta transportadora cuyo punto de descarga hace un recorrido en forma de meandros (ver figura 1.4 en el anexo).

En el método de los estratos inclinados, el material se deposita en forma de capas superpuestas pero inclinadas, el ángulo aproximado que forman con el suelo es de 32-38; este método tiene el mismo inconveniente que el de “los cabrios” y en la parte inferior de la pila se acumulan los tamaños gruesos del material (ver figura 1.5 en el anexo).

En el método de las pilas cónicas, el material se deposita en una serie de montones cónicos, unos al lado de los otros, tan pronto como se alcance la altura deseada del cono se desplaza el dispositivo de descarga a otra posición para formar un nuevo montón. Se diferencia de los métodos de apilamiento descritos anteriormente en que el sistema de descarga del material no se mueve de forma continua de un extremo a otro de la pila. Cabe distinguir la descarga continua y la alternativa. El método de las hileras puede ser desventajoso en cuanto a la eficacia homogeneizadora del material, debido a que las hileras exteriores son de mayor diámetro que las interiores. Los anillos exteriores contienen más material que los interiores. La recogida del material tiene que ser frontal (ver figura 1.6 en el anexo).

El método combinado Chevcon, también conocido con el nombre de apilamiento sin fin, es una combinación del método de las pilas piramidales (Chevrón) y del de las pilas cónicas. Solo es apropiado para lechos de mezcla circulares.

El apilamiento del material tiene lugar según el método de las pilas piramidales (de “los cabrios”) pero la longitud del recorrido del sistema de descarga del material varía en cada pasada del dispositivo de descarga en uno y otro sentido de la dirección de descarga.

El número de capas ($n+k$) que puede abarcar el sistema de recogida es aproximadamente un 30 % mayor que en el caso del método de las pilas piramidales (n), en el cual la pendiente de los flancos de lecho es la correspondiente al ángulo de reposo del material. Como se pueden conseguir longitudes de capas mayores en un 30 %, se puede lograr también compensar las oscilaciones de composición a largo plazo y tener así un mayor grado de homogeneidad.

La cinta transportadora puede apilar el material, incluso en las proximidades del dispositivo de extracción, con lo que se puede aprovechar en todo momento toda la capacidad del lecho de mezcla. Y como el apilamiento tiene lugar de forma continua, se puede hablar en este caso de un lecho sin fin.

Disposición de los lechos de mezcla

Al tratar de elegir un sistema de lecho de mezcla y su disposición se han de

considerar los siguientes aspectos:

1. El espacio de que se dispone para instalar el lecho
2. La posibilidad de ampliación futura, tanto del lecho como de la disposición adoptada para el mismo
3. La capacidad portante del terreno

Según la disposición del material en su conjunto, los lechos de mezcla pueden ser:

- longitudinales: en paralelo o en línea
- circulares

También hay apilamientos realizados en depósitos contruidos al nivel o bajo el nivel del suelo que reciben el nombre de “fosos de homogenización”. Así mismo los lechos pueden ser al aire libre o bajo cubierto mediante hangares. La capacidad de los lechos de mezcla debe ser, aproximadamente, la correspondiente a la cantidad de material necesario para el suministro de la fábrica durante 7-10 días. Cada montón puede contener de 5 000 a 12 000 t de material. En este último caso las dimensiones del montón, aproximadamente, serán: longitud (incluidos los semiconos) 90 m, altura 11 m, ancho 25 m. En el caso de explotación discontinua de un lecho de mezcla longitudinal son precisos dos apilamientos, uno para apilar y otro para recoger, que se pueden disponer en paralelo o en línea. En los lechos longitudinales también se puede trabajar de forma simultánea. En el caso de lechos de mezclas circulares se puede llevar a cabo de forma simultánea el apilamiento y la extracción del material de una misma pila, de tal manera que mientras se apila en una parte del lecho, se extrae de la otra. Para la explotación de lechos de mezclas circulares el método más adecuado es el CHEVCON, ya que con él se dispone casi siempre de toda la capacidad del lecho, mediante un ciclo prácticamente infinito de operaciones de apilamiento y extracción del material. En el caso de los fosos de homogenización, también se puede trabajar de forma simultánea, de modo que mientras se extrae material de un extremo del foso, se apila de nuevo material en el otro.

1.5 Descripción del flujo tecnológico de la fábrica

La ingeniería de procesos basados en la tecnología carbonato amoniacal nos muestra la necesidad de un enfoque sistémico, en la integración de los aspectos geólogo-minero-metalúrgicos, y así dar solución a los principales problemas acuciantes en dichas tecnologías no resueltas en los momentos actuales, como son:

- Desconocimiento práctico, en general, de las características físico-químico y las transformaciones de la materia prima
- Elevado consumo de portadores energéticos
- Baja eficiencia metalúrgica y energética
- Impacto medio ambiental desfavorable

Los actuales complejos minero-metalúrgicos cubanos, diseñados con la tecnología carbonato-amoniacal, conocido también como “Proceso Caron”, consta principalmente de cuatro etapas, como se muestra en la figura 1:

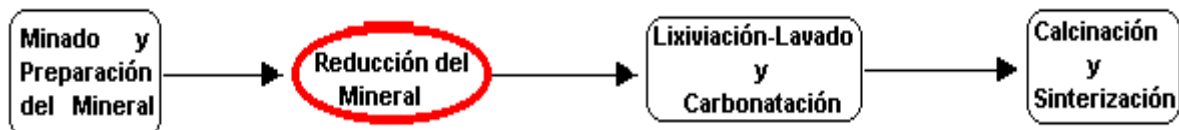


Figura 1 Esquema tecnológico de la Empresa Comandante Che Guevara.

El mineral, una vez extraído de la mina, es sometido a procesos de tratamiento continuo, hasta la obtención de un producto final que, a través de la cadena tecnológica, la materia prima se transforma hasta la obtención de los elementos valiosos de Ni y Co, por las siguientes plantas:

- 1.- Secadero y Molienda
- 2.- Hornos de Reducción
- 3.- Lixiviación y Lavado
- 4.- Separación de Cobalto

5.- Recuperación de Amoníaco

6.- Calcinación y Sínter

1.5.1 Flujo de Secaderos y Hornos

El mineral que se alimenta a la planta de Secaderos de la Empresa Ernesto Che Guevara se suministra directamente desde la mina, separándole previamente en una criba las fracciones superiores a 200 mm que no se alimentan al proceso; el resto del material se transporta a través de transportadores de banda hasta los secaderos donde es secado hasta 4,5–5 % de humedad. Durante este proceso el polvo (cerca del 38-42 % del material) es arrastrado por los gases y es recuperado en los ciclones y electrofiltros desde donde se envía a las tolvas de producto de los molinos; el mineral descargado por la zona inferior de los secaderos se clasifica en una malla de 10 mm, rechazándose la fracción superior a esta granulometría y enviando a los molinos las menores, suministrándole previamente el petróleo aditivo que se adiciona en una cantidad que permita garantizar el 2,5 % de este en el mineral que se alimenta a los hornos de reducción, además a las tolvas de producto final de los molinos llega todo el polvo del reciclo de los hornos. Estos materiales son enviados a los silos de almacenaje y de estos a las tolvas de los hornos sin efectuar un mezclado eficiente de los mismos.

1.6 Proceso de homogenización del mineral en la fábrica

La extracción y transporte del mineral es la actividad fundamental, por lo cual todos los trabajos mineros están encaminados a que esta se realice exitosamente, pero a la vez están subordinadas a las exigencias del proceso industrial y a las condiciones naturales del yacimiento, por lo que se precisa de un punto de recepción, beneficio y homogenización que equilibre las fluctuaciones en los volúmenes y la calidad del mineral. El mineral que se suministra al proceso metalúrgico es una mezcla heterogénea de los diversos minerales que se forman en la corteza de intemperismo de las rocas básicas y ultrabásicas, las mismas se pueden clasificar en 4 grupos:

1. Limonita fuera de balance (LFB): constituye la roca estéril o escombros.

2. Limonita de balance (LB): ofrece buenas características para el proceso.
3. Serpentina de balance (SB): aunque no es favorable para la tecnología por su alto contenido de níquel.
4. Serpentina fuera de balance (SFB): cuando se incorpora al proceso metalúrgico provoca serios problemas, por lo que se debe reducir al mínimo.

El mineral es transportado en camiones hasta la instalación de recepción y clasificación en donde se deposita, se somete a un proceso de cribado y mediante transportadores de banda pasa por un tamizado en una zaranda.

En la planta de Preparación de Mineral es donde se inicia el proceso productivo de la fábrica, según la tecnología carbonato-amoniaca. El mineral procedente del área de recepción primaria (Objeto 01) puede ser suministrado a dicha planta por una vía: directamente por los transportadores de enlace.

Una vez descargado el mineral, es conducido por los transportadores de banda que son los encargados de trasladarlo hasta la alimentación de los secaderos o al depósito interior; el cual se usa en caso de emergencia o avería.

El mineral llega a los secaderos trasladados a través de alimentadores de esteras de capacidad variable 70, 105 y 125 t/h y los transportadores de bandas de capacidad igual a 125 t/h. El mineral, al entrar al secadero, posee una humedad 36-37 % y es descargado del mismo con 4,5 %.

El mineral después de secado, es transportado hasta las tolvas de alimentación del sistema de molienda. En el transportador se le adiciona hasta un 3,5 % de petróleo aditivo para ser utilizado como agente reductor durante la reducción.

Los molinos de bolas con capacidad de 120 t/h, 5 700 mm de longitud y 3200 mm de diámetro son de forma cilíndrica y para su proceso de molienda fina poseen una carga de bolas cuyo peso es de 54 t. El producto es descargado por el molino con una granulometría de 85–87 % de $-0,074$ mm mediante barrido con aire inducido por un ventilador de recirculación situado a la descarga y cerrando un circuito que está formado además por un separador y grupo de ciclones.

En el separador neumático el producto sufre una clasificación donde se separa el producto final que se envía a las tolvas y el material de rechazo que retorna a los molinos. El polvo captado en el sistema de colección primaria formado por ciclones, así como en el electrofiltro (un mineral con granulometría $-0,044\text{ mm}$) es enviado hacia las tolvas de producto final; luego las bombas para el transporte neumático es transportado hacia los silos del mineral de la planta de Hornos de Reducción.

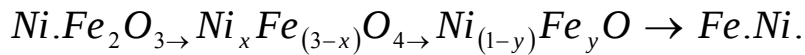
El mineral almacenado en los silos (1 500 t cada uno) es bombeado hasta las tolvas de alimentación de los hornos, dispuestas una para cada dos hornos, de donde se alimenta a los dosificadores de pasaje automático, que son los equipos encargados de garantizar una alimentación uniforme al horno de acuerdo al tonelaje fijado; el mineral es descargado al sinfín alimentador que lo alimenta al hogar cero del horno.

1.7 Causas de pérdidas de níquel en la reducción

Según Ávila & Medrano (1995), en la planta de Hornos de Reducción la tostación reductora se efectúa en hornos de múltiples soleras o pisos (hogares) (Hornos Herreshoff) por la posibilidad que ofrecen de mantener el perfil de temperatura deseado en una atmósfera reductora controlada. El diámetro de dicho horno oscila entre 6,7 y 7,85 m, la altura entre 21 y 23 m. En correspondencia con el perfil de temperatura del horno, a continuación se ofrece una propuesta de transformaciones físico-químicas de los principales minerales durante su calentamiento, ordenados en 3 zonas hipotéticas del horno.

1- En la zona de calentamiento se origina la causa de pérdidas de níquel en forma de espinelas $[Ni_xFe_{(3-x)}O_4]$, óxidos de Fe $[Ni_{x(1-y)}Fe_yO]$ desproporcionados debido a la cristalización brusca de la goethita hasta hematita, dando lugar al endurecimiento de la misma, y a que el níquel quede atrapado dentro de ella, la cual ofrece una elevada resistencia a la difusión para cualquier reductor. Como consecuencia, la reducción de níquel se efectuará en la matriz de los óxidos de hierro durante su evolución como hematita, magnetita, FeO y finalmente Fe metálico. Por tanto, en la etapa de reducción de la hematita hasta magnetita, el níquel quedará en la matriz de la masa de magnetita no reducida hasta FeO en forma de espinela, a su vez, el níquel que pasó a la matriz del FeO que no se

redujo hasta Fe^0 , lo desproporciona estequiométricamente y se perderá dentro del mismo. El níquel portado por el FeO que fue reducido hasta Fe^0 formará la solución sólida Fe.Ni . Todo lo anterior puede ser representado por el siguiente esquema:



Un efecto similar puede causarlo también las partículas menores de 0,020 mm, y en particular las menores de 0,010 mm debido al efecto de recalentamiento al cual están sometidas por la naturaleza de su superficie activa, y además por la variación del comportamiento termodinámico de las macro partículas con relación a su macro cuerpo de origen. Resultados experimentales que demuestran el análisis realizado se han publicado en varios trabajos.

2- En la zona de transición comienza a ocurrir disociaciones de los minerales silicatados cuyos productos son amorfos, y por tanto, intercambiadores potenciales de iones, potenciándose la variación impredecible de las propiedades físico-químicas de dichos compuestos, y por tanto, su posible cristalización más temprana en forma de espinelas complejas de silicato de aluminio e hierro dentro del cual se pueden encontrar el níquel libre y otros iones producto de la migración. Por este mecanismo se han detectado espinelas con un contenido de 5,9 % de níquel y 1 % de cromo.

3- La zona de mayor peligrosidad de pérdida de níquel es la de reducción activa, por cuanto al riesgo anterior se le suma la descomposición de los silicatos de magnesio, dando lugar a una masa significativa que compite con la reducción de los compuestos. A pesar de las condiciones tecnológicas favorables a la velocidad de reducción del níquel, siempre habrá un % significativo de pérdidas proporcional a la masa de serpentina incorporado al proceso.

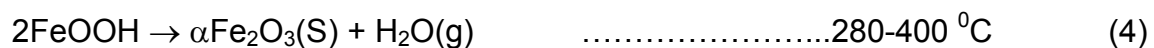
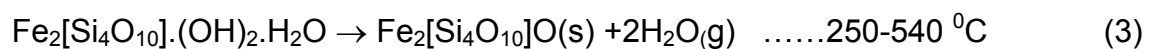
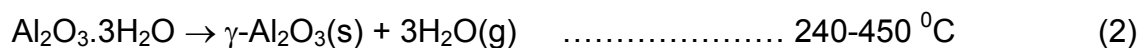
Las principales fases portadoras de níquel no lixiviables detectadas son: olivinos del tipo $(\text{Mg, Fe}) \cdot \text{SiO}$ y espinelas complejas de Mg, Fe, Al y Si.

1.7.1 Principales transformaciones físico-químicas que ocurren en el horno.

Zona de calentamiento H-0/ H-6; t_m . 95 - 590 °C.

En esta primera zona ocurre el debilitamiento de la estructura cristalina de algunos de los compuestos que forman la materia prima; tienen lugar las reacciones de descomposición de la nontronita, halloysita, gibosita y goethita, a la misma vez pierden el agua interna de forma gradual.

A continuación se mostrarán las principales reacciones que tienen lugar en esta zona así como el rango de temperatura aproximado de ocurrencia de estas.



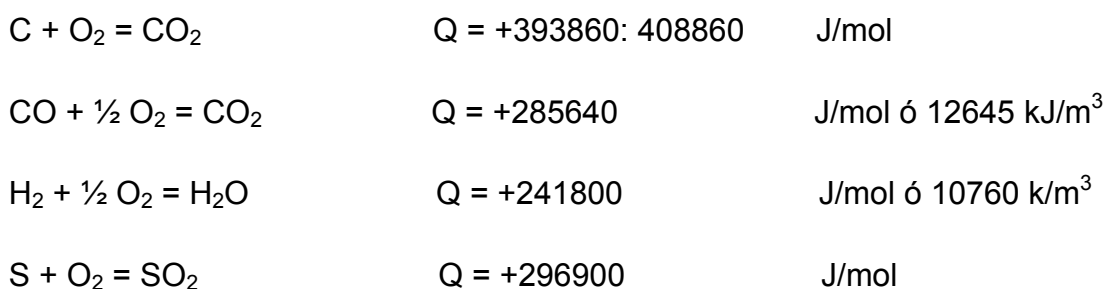
Para el sistema gas-petróleo aditivo, la temperatura de los gases alcanza 800-900 grados en H3-H4, esto significa que la temperatura del petróleo aditivo (PA) impregnado en el mineral puede ser superior a la del sólido y aproximadamente igual a la t (Prom.).

$$T_{\text{PROM}} = (T_{\text{G}} + T_{\text{M}})/2 = (900+540)/2 = 720^\circ\text{C}$$

A dicha temperatura puede ocurrir el craqueo del PA y la inflamación de:

Petróleo: 660°C , CO: 610°C ; H_2 : 530°C .

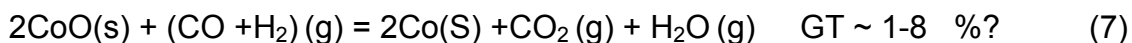
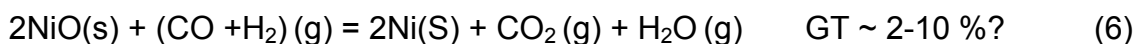
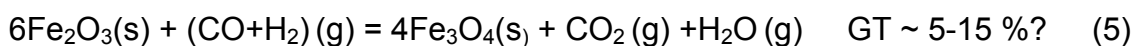
Por tanto, a partir de estos hogares será probable la ocurrencia de las reacciones siguientes entre el aire y el PA y aire-gases reductores.



En presencia del vapor de H_2O del secado, sumado al de los gases tecnológicos, en la parte superior del horno es probable la reacción:

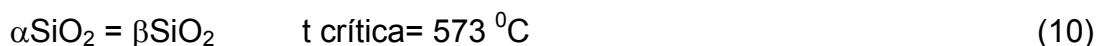
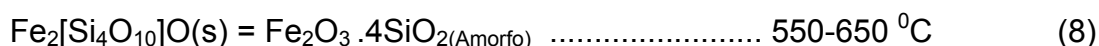


En el microsistema sólido –(PA), aislado de la atmósfera gaseosa de la zona a temperaturas algo más bajas que 720 °C es posible que ocurra con baja intensidad la reducción de los óxidos de Fe, Ni y Co y una reducción parcial adelantada, que contribuye al incremento de la productividad del horno.



Zona de transición (Reducción Parcial + Disociación): H-7/H-9; $t_m = 600-625$ °C.

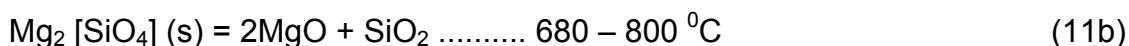
En esta segunda zona comienzan a disociarse los compuestos cuyos productos son amorfos, además, ocurre la reacción del petróleo aditivo y tecnológico y ocurren las reacciones de reducción análogas a las de la primera zona pero en un grado de transformación mayor. A continuación se muestran las reacciones de disociación que ocurren en esta zona:



Zona de reducción: H-10/H-16; $t_m = 660 - 730$ °C.

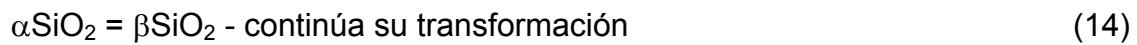
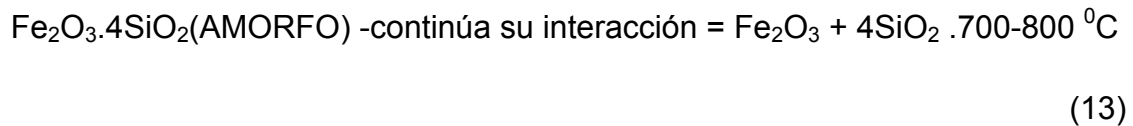
En esta tercera zona tiene lugar la disociación de la lizardita (serpentina) la cual pierde el agua interna en esta etapa, junto a la de los compuestos que se disocian de la misma como es el caso de la fosterita y la enstatita, la cual compite con la reducción del óxido de níquel, además, concluye la reducción de los óxidos de hierro, níquel y cobalto.

A continuación se muestran las reacciones que ocurren en esta zona:

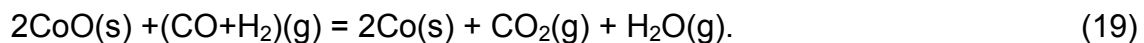
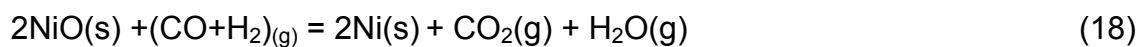
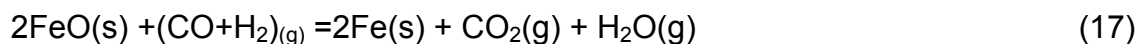
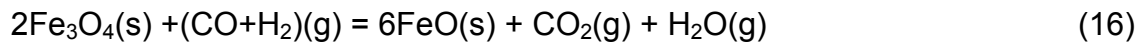


En esta fase culmina la disociación e interacción de:





Reacciones de reducción de los óxidos de Fe, Ni y Co en H10/H16.



1.7.2 Parámetros que influyen en la reducción en el horno

- ✿ Temperatura
- ✿ Concentración de agentes reductores
- ✿ Granulometría
- ✿ Tiempo de retención
- ✿ Presión de los gases
- ✿ Calidad de la materia prima

La temperatura facilita la descomposición térmica de las estructuras cristalinas y el desarrollo de las reacciones de reducción.

El perfil térmico actual que se utiliza se trata que esté en correspondencia con las características del mineral, específicamente con los componentes químicos totales de Fe, Co, Ni, SiO₂ y MgO. En el perfil de temperatura típico de un horno, se observa que la misma aumenta bruscamente desde H-0 hasta H-4, producto a que el desarrollo de las reacciones de combustión del petróleo tecnológico, alimentado en un rango de 20 hasta 150 % en los hogares H-4 y H-6, genera un calor adicional que contribuye al calentamiento del mineral, y a la vez que reduce el contenido de CO e H₂. En el hogar 4, se encuentra la zona de secado del mineral más intensa, pues en él se logran las mayores temperaturas de los

hogares superiores y del horno en su conjunto. A partir de H-9 se considera que el mineral debe estar seco y con la temperatura necesaria para que se produzca el proceso de reducción.

En el hogar 15 se exige una temperatura final variable (730–770 °C) en dependencia del tipo de mineral que se esté tratando; principalmente por la presencia de mineral serpentínico o de las mezclas de laterita + serpentina, alimentadas al horno de reducción, para ello se toma como referencia para el ajuste térmico y gaseoso del horno el hogar H-10.

Concentración de agentes reductores:

Los gases utilizados en el proceso de reducción son obtenidos mediante el uso de petróleo aditivo, el cual se mezcla con el mineral luego de ser secado y, por medio de la combustión incompleta del petróleo tecnológico en las cámaras del horno. El contacto gas-mineral tiene lugar en las camas de mineral y, mayoritariamente, en la caída de un hogar a otro donde se verifica, aproximadamente, el 60 % de las reacciones de reducción.

El perfil gaseoso, para un porcentaje fijo y predeterminado de petróleo aditivo, se controla variando los flujos de aire y petróleo manteniendo constante la relación aire-petróleo en cámara ($\alpha = 62 - 64$).

Granulometría:

Por este ser un proceso heterogéneo la granulometría influye determinadamente en los buenos resultados de reducción. Las reacciones ocurren fundamentalmente en la línea divisoria de las fases y la velocidad de la reacción está determinada por la penetración del gas al interior de la partícula. Si estas son pequeñas, aumentará la superficie activa del mineral, será mayor el contacto entre las fases, lo que incide directamente en la conversión de la reacción.

Tiempo de retención:

Este parámetro depende principalmente de la cantidad de hogares y en correspondencia con la velocidad del eje central, que depende a su vez de la posición de los dientes en los brazos, que remueven y trasladan el mineral en los hogares desde H-0 hasta H-16. La actual operación se realiza de forma tal que este parámetro se mantenga en el orden aproximadamente en los 90 min. En los

momentos actuales, como está concebido el propio horno “Tipo Herreshoff”, muchos especialistas coinciden en que es un parámetro de poca influencia tanto en la metalización de los componentes valiosos de Ni y Co, como para la metalización del hierro.

Presión:

La presión en el interior del horno debe ser superior a la atmosférica para evitar la entrada de aire del exterior que pueda provocar la reoxidación del níquel, el cobalto y el hierro metalizado. La información de la presión en el horno se obtiene con una frecuencia de segundos, generalmente, estas se encuentran en el orden de:

Hogar Superior H-0 → 40 mm H₂O.

Hogar Inferior H-16 → 2,5 mm H₂O

Cuando por deficiencias del proceso se obtienen valores de presión fuera de los rangos normados, puede el sello de seguridad del horno dispararse y los gases salen directamente a la atmósfera, en caso contrario significa que existe demasiada entrada de aire al horno, provocando una oxidación o reoxidación del mineral inicialmente descompuesto y reducido.

Conclusiones del capítulo 1

- ✓ En este primer capítulo se tomaron bibliografías y trabajos realizados como reseña histórica para la ayuda de búsqueda de informaciones acerca de la homogenización y la reducción.
- ✓ En el mismo se pone de manifiesto los distintos tipos de métodos de la homogenización, en el cual, luego de haber explicado sus características, las investigaciones de este trabajo van encaminadas a lograr que uno de estos sea el más factible para el proceso.
- ✓ Se muestran las distintas causas de pérdida de níquel en la reducción, así como, las transformaciones físico-químicas que ocurren en el horno. Además se visualizan los parámetros influyentes en el proceso de reducción del mineral.



Capítulo 2

Materiales y métodos

CAPÍTULO 2. MATERIALES Y MÉTODOS

2.1 Introducción

La realización del trabajo que se expone en este capítulo se basa en las muestras tomadas en la empresa para efectuar las pruebas de banco, mediante una metodología de trabajo, para determinar la influencia del grado de homogenización en los índices de extracción de níquel y cobalto.

2.2 Metodología y desarrollo del trabajo

Para la ejecución del trabajo se tomaron datos del reporte metalúrgico de la Empresa Comandante Ernesto Che Guevara, correspondientes a seis meses de operación precedente al inicio del trabajo. Posteriormente se tomaron durante diez días muestras primarias del mineral de alimentación a los Hornos de Reducción, obteniéndose las muestras tecnológicas con que se efectuaron los experimentos programados en las pruebas de banco.

2.2.1 Metodología para el procesamiento de los datos del reporte metalúrgico

De los datos del reporte metalúrgico se tomaron los resultados del análisis químico del mineral de alimentación a la planta de Secaderos y Hornos de Reducción, según las muestras SM-2 y HR-1, respectivamente; a las cuales se le determinaron los parámetros estadísticos fundamentales. Paralelamente se recopilaban los datos de las variables fundamentales del proceso de reducción.

Con los resultados obtenidos del procesamiento de la información se determinó el efecto de homogenización existente entre la planta de Secaderos y Hornos durante este periodo, además se realizó la matriz de correlación múltiple entre la composición química de los principales elementos del mineral de alimentación, las variables de reducción y el extractable de níquel y cobalto.

2.3 Metodología de preparación de las muestras para realizar los experimentos en las pruebas de banco

Las muestras tomadas durante diez días del mineral de alimentación a los hornos (HR-1), polvos de hornos (PH), mineral de descarga de los secaderos (SM-4) y polvos de los secaderos (PS), que se consideraron como primarias, fueron utilizadas para preparar las muestras tecnológicas que se emplearon para realizar los experimentos planificados.

Para todos los casos, cada muestra tecnológica se obtuvo mediante la mezcla de un mismo tipo de mineral u otros tipos hasta obtener las condiciones y composición química deseada, donde el ajuste por análisis químico aseguró el resultado para un nivel representativo del mineral que se procesó en la Empresa Comandante Ernesto Che Guevara en el momento de toma de las muestras. La homogeneidad y masa de estas para cada caso en particular se logró por cuarteos sucesivos, combinando dos métodos clásicos en la preparación de muestras, el método del cono y anillos y el divisor tipo Rifles.

Cono y anillo:

Consiste en mezclar el material para posteriormente apilarlo a la forma de un cono. Este se aplasta y se divide con una pala o espátula en forma de cruz (cuatro partes iguales). Se retiran dos cuartos opuestos y las otras dos restantes partes que forman la nueva muestra se vuelven a mezclar y el proceso se repite varias veces hasta obtener el tamaño apropiado de muestra (ver figura 2).



Figura 2. Método de cuarteo para la preparación de la muestra.

Una vez que se tiene la muestra preparada, se procede al pesaje de la misma para obtener el gramaje con el que se trabajará durante el proceso, los coeficientes se muestran en la siguiente sección:

Balanza:

- Pesaje máximo: 10 kg
- Error D: 0,1 g
- Año de Fabricación: 1986
- Marca Radwag
- Corriente: 220 v

Cortador de Rifles:

Consiste en un recipiente en forma de V que tiene en sus costados una serie de canales o chutes que descargan alternativamente en dos bandejas ubicadas en ambos lados del cortador, como se muestra en la figura 3. El material es vaciado en la parte superior y al pasar por el equipo se divide en dos fracciones de aproximadamente igual tamaño.



Figura 3. Cortador de Rifles.

Ejemplos:

1).- Se distribuye la muestra de 400 g (homogenizada) uniformemente a lo largo del cortador; de los dos recipientes que reciben la muestra se descarta uno de ellos, como se muestra en la figura 4.



Figura 4. Procedimiento de homogenización.

2).- El contenido del recipiente que no ha sido descartado, se vuelve a verter sobre el cortador y se repite el proceso hasta obtener la muestra de tamaño deseado.

Para obtener una buena homogenización, se recomiendan las siguientes dimensiones para el cuarteador: su altura debe ser de 457 cm, el ancho de 254 cm, el largo de 305 cm y el ángulo de caída del mineral debe ser de 48° (propuesta realizada por Mitrofánov, Barski y Samygin, 1974, página 121).

2.4 Procedimiento para efectuar las pruebas de reducción

Se efectuaron pruebas con mineral que simuló el que procesó la Empresa Ernesto Che Guevara en el momento de tomar las muestras primarias según HR-1 (consideradas como pruebas en blanco). Los resultados obtenidos sirvieron como indicador de las extracciones que se alcanzarían en esta empresa si las condiciones de reducción fuesen similares a las del horno de banco, es decir óptima; además se utilizaron como datos comparativos con los resultados que se obtuvieron en las restantes pruebas realizadas con polvos de los secaderos (PS), mezclas de polvos de hornos y mineral de descarga de los secaderos (SM4-PH) y mezclando el mineral de descarga de los secaderos con los polvos de los propios secaderos y los polvos de hornos, mineral homogenizado (MH). La última efectuada luego de homogenizar el mineral hasta lograr el efecto de homogenización que se lograría al implementar un lecho de mezclas en el mineral de alimentación a la empresa Ernesto Che Guevara (ECG).

Las condiciones de reducción fueron establecidas mediante el criterio de similitud con la empresa Ernesto Che Guevara y fueron similares para todas las pruebas, utilizando los parámetros que se relacionan a continuación:

<i>Parámetros</i>	<i>Nivel</i>
Mineral alimentado (g)	145
Petróleo aditivo, (%)	3
Temperatura máx. (°C)	750
Tiempo de residencia, minutos.	70-75

Para realizar en prueba de banco el proceso de reducción en el horno Mufla (ver figura 5), se tuvieron en cuenta las características de este equipo, las mismas son:

- Largo Interior: 320 cm
- Ancho: 170 cm
- Altura Interior: 9 cm
- Largo Exterior: 480 cm
- Ancho Exterior: 550 cm
- Altura Exterior: 320 cm
- Tipo de Refractario: Ladrillo Chamota
- Posee 2 resistencias en el interior
- Temperatura: 0 - 1200 °C
- Corriente: 220 volt; 2,8 kw.
- Año de fabricación: 1985
- Marca: VEB Elektro Bad Frankenhausen
- Cronómetro digital
- Mecanismo motriz



Figura 5. Horno Mufla

2.4.1 Reducción en el horno Mufla

Las botellas empleadas en la realización de los experimentos son similares geométricamente. Su volumen interior es de 600 ml y su volumen útil al colocarse en el interior del horno horizontalmente es de 160 ml; dentro de cada botella se acopla un termopar, el que permite medir la temperatura on-line y garantiza la regulación del régimen de calentamiento del mineral durante la reducción.

Porciones de muestra de 145 g, previamente mezcladas con el por ciento de petróleo, se introducen en cada botella. Para lograr la mezcla óptima del mineral con el petróleo, se toma aproximadamente la mitad de la muestra y se deposita en un recipiente, la totalidad del petróleo se añade paulatinamente y con una varilla se remueve el mineral con los aditivos y posteriormente se adiciona el resto del material hasta lograr una mezcla homogénea. Se registra el reporte de la prueba, la fecha, codificación de la misma, hora de arranque, terminación y las temperaturas de la mufla en el curso de la operación.

Una vez cumplido el régimen de temperaturas y tiempo escogido, se apaga la mufla y se detienen las botellas, introduciéndose gas inerte en las mismas (ver figura 1.7 en el anexo). Sin interrumpir la adición de gas inerte, las botellas se sacan de la mufla y se colocan en la cesta que se deposita en el agua de enfriamiento, al terminar el enfriamiento preliminar se tapan, se etiquetan por duplicado con el código de la prueba y se trasladan al enfriamiento con agua a corriente. Terminado el enfriamiento total, las muestras de mineral reducido se trasladan en las botellas al local de la balanza, donde se preparan para la

lixiviación estándar. El resto del mineral se introduce en un recipiente hermético con gas inerte y se envía al laboratorio identificado con la otra etiqueta.

Para el proceso de reducción dentro del horno se tuvieron en cuenta las características de la botella, las cuales se mencionan a continuación:

- Largo de la botella: 165 cm
- Diámetro exterior: 75 cm
- Capacidad de la botella: 145 g
- Material de fabricación: acero inoxidable base níquel

2.4.2 Lixiviación estándar Q.T.

La prueba estándar QT para conocer la máxima extracción de los valores metálicos se realiza con amoníaco entre 80-83 %, 40-43 % de dióxido de carbono y con una relación líquido/sólido de 10:1. A la cola obtenida se le realiza análisis de Ni, Co, Fe, Fe++.

Procedimiento:

- 1- Se toma un recipiente de 250 ml y se purga con argón.
- 2- Se le añade amoníaco hasta 200 ml con concentración de 80-83 g/l.
- 3- Se pesa (sin la tapa), tara.
- 4- Se pesan de 70-80 gramos de la muestra de la cafetera para añadirla al pomo tarado, dejando siempre suficiente muestra en el recipiente para realizar análisis de metálicos.
- 5- Se lleva al reactor de laboratorio (cantara) y se le agrega el resto de amoníaco de concentración (80 - 83 g/l) hasta llevarlo a la relación líq/sól 10 a 1.

Ejemplo:

<i>Peso muestras.</i>	<i>Cantidad de amoníaco a añadir</i>
80 g.....	800 ml
75,5 g.....	755 ml.
79,5 g.....	795 ml.

- 6- Se pone a airear por espacio de 2 horas.
- 7- Se filtra al vacío.
- 8- Se lava con amoníaco al 7 %, 3 % y agua destilada, con un volumen de 200 ml cada uno (dividido en tres partes).
- 9- Se lleva a la estufa a secar, con una temperatura de 150 °C por dos 2 horas.
- 10- Se sacan y se ponen en la desecadora hasta que logren temperatura ambiente.
- 11- Se tritura y se tamiza en un tamiz de 100 mesh.
- 12- Se envasan en cartuchos de papel previamente codificado e identificados los elementos a determinar, para luego ser enviado al laboratorio analítico.

Cálculo del extractable:

Para determinar las máximas extracciones de níquel y cobalto a alcanzar se utilizan los resultados de análisis químico del mineral de alimentación para cada prueba en particular y los del sólido remanente no disuelto luego de haber efectuado la lixiviación estándar QT.

Los cálculos se realizan según la ecuación propuesta en 1943 por el *Manual de control y muestreo* de la empresa René Ramos Latour, la cual se muestra a continuación:

$$Ext.Ni = \left(1 - \frac{Ni_{cola} \cdot Fe_{alim.}}{Ni_{alim.} \cdot Fe_{cola}} \right) \cdot 100$$

Donde:

Ext. Ni – Extractable de níquel; %;

Ni_{alim}- Contenido de níquel en el mineral de alimentación; %;

Fe_{alim}- Contenido de hierro en el mineral de alimentación; %;

Ni_{cola}- Contenido de níquel en la cola residual de la lixiviación estándar QT; %.

Fe_{cola}- Contenido de hierro en la cola residual de la lixiviación estándar QT, %.

Para el caso del extractable de cobalto se emplea la misma ecuación, utilizando los contenidos de este elemento en el mineral de alimentación y en la cola en sustitución de los de níquel.

2.4.3. Espectrofotometría de absorción atómica

Para la determinación del Ni, Co, SiO_2 , Mn, Mg, se empleó el método de espectrofotometría de absorción atómica, el cual se fundamenta en que el elemento de interés se disocia de sus enlaces químicos y se coloca en un estado no excitado, no ionizado y en su estado mínimo de energía; en estas condiciones el elemento es capaz de absorber radiación emitida en líneas discretas de ancho de banda, las mismas líneas que son emitidas por el elemento a determinar. Hay varias formas de disociar energía, pero con pocas excepciones la disociación se realiza quemando la muestra en una llama, las líneas de emisión que deben ser absorbidas por la muestra se logran con lámparas de cátodo hueco que es una fuente llena de un gas inerte, como argón o neón, a muy baja presión, y que tiene el cátodo fabricado o revestido por el elemento que se va a determinar; esta lámpara solo emite el espectro del elemento que se investiga.

2.4.4. Determinación de azufre y carbón

Los análisis de carbón y azufre se determinan por el analizador simultáneo de azufre y carbón. Este equipo asimila muestras en forma de polvo o virutas metálicas, con un rango de análisis de carbón de 0 a 6 % y azufre de 0 a 0,5 %.

Este método se fundamenta en la combustión de la muestra en presencia de oxígeno, empleando un acelerador en un horno de alta frecuencia, dando lugar a la formación de dióxido de carbono (CO_2) y dióxido de azufre (SO_2), logrando la determinación cuantitativa de estos componentes a través del analizador infrarrojo, en correspondencia con el peso de la muestra y los factores de calibración.

Conclusiones del capítulo 2

- ✓ En este capítulo se explicó la metodología para determinar el grado de homogenización del mineral durante el proceso de reducción efectuado en una prueba a escala de banco.
- ✓ Se realizó la caracterización del equipo usado en el experimento.
- ✓ Las características del equipamiento validan los resultados obtenidos.



Capítulo 3

Análisis de los resultados

CAPÍTULO 3. ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS

3.1 Introducción

En este capítulo se hace un análisis de los resultados obtenidos al realizar las pruebas a escala de banco, con las muestras que se tomaron en la planta de Preparación del Mineral, Hornos de Reducción y los reportes estadísticos, obteniéndose las diferentes tablas de cada intervalo y sus respectivos gráficos.

3.2 Preparación de la instalación para realizar los experimentos.

Curva de temperaturas de reducción

Durante el periodo de preparación de la instalación para la ejecución de las pruebas programadas se realizaron varios experimentos en blancos, con el objetivo de establecer la curva de calentamiento del mineral durante el proceso de reducción que simule el horno industrial; en las figuras 6, 7 y 8 se ilustran los resultados logrados.

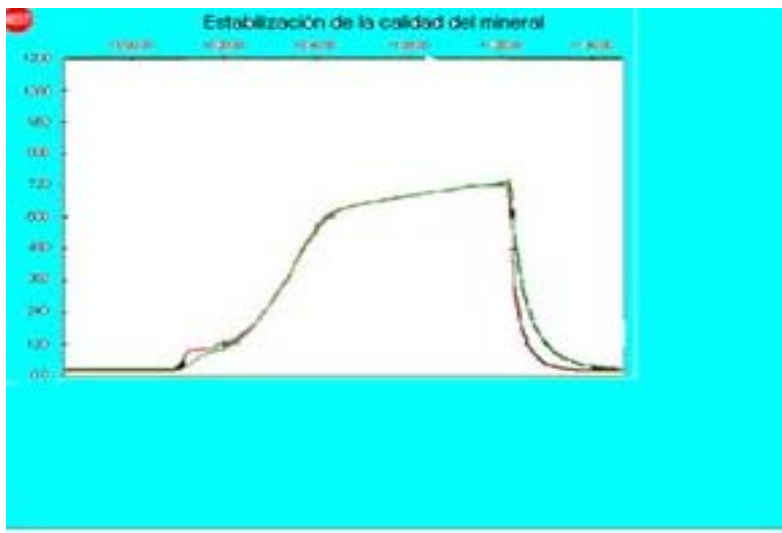


Figura 6. Curva de calentamiento del horno de banco (según el Sistema Informativo EROS).

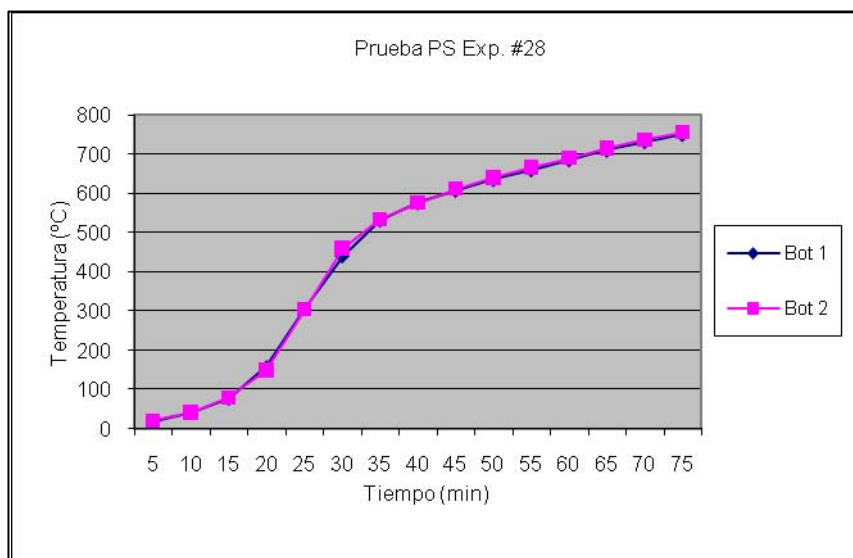


Figura 7. Curvas de calentamientos del horno Mufla para el polvos secaderos Exp 28.

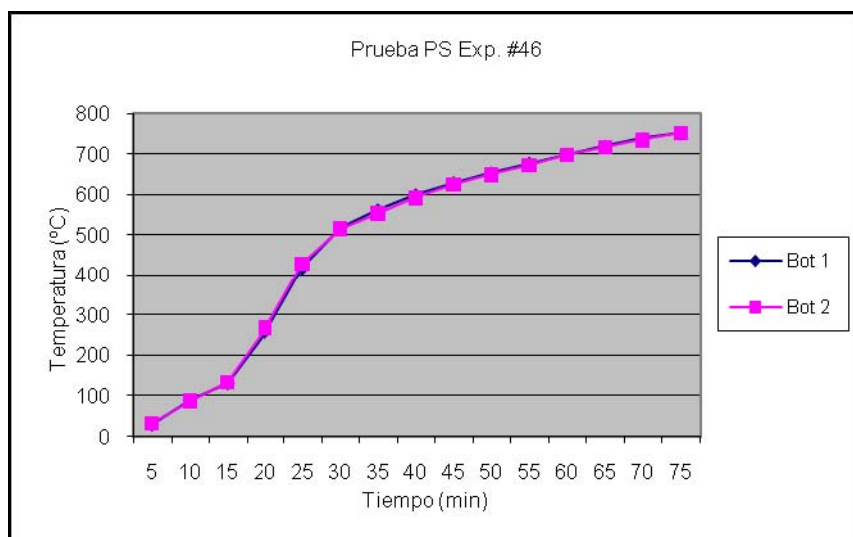


Figura 8. Curvas de calentamientos del horno Mufla para el polvos secaderos Exp. 46.

Las curvas de calentamiento mostradas por el sistema informativo EROS (fig. 6), así como las construidas con los datos recopilados de la realización de las pruebas en el horno Mufla que se muestran en las figuras 7 y 8, permiten aseverar la gran similitud del comportamiento de la temperatura para todos los experimentos realizados y la estabilidad de la misma para dos botellas de una misma prueba, lográndose un calentamiento rápido en los primeros 30-40 minutos, siendo moderado en el tiempo restante hasta completar el tiempo de retención de la reducción. Este último aspecto permite afirmar la similitud con el horno industrial, pues en los hogares superiores del mismo también es rápido el

régimen de calentamiento del mineral, siendo más atenuado en la zona de reducción.

3.3 Procesamiento estadístico de los datos correspondientes al período precedente al inicio del trabajo

Los datos recopilados de la composición química del mineral de alimentación a secaderos, según la muestra SM-2, y de alimentación a Hornos de Reducción, según la muestra HR-1, durante un período de seis meses precedentes al inicio del trabajo, y en el transcurso de la toma de las muestras primarias, fueron procesados estadísticamente y los resultados utilizados para calcular la efectividad de la homogenización existente entre ambas plantas son mostrados en la tabla 3.

La información de composición química del mineral de alimentación a los hornos, antes de iniciar el trabajo; fue empleada conjuntamente con otras variables del proceso de reducción para determinar la correlación múltiple con el extractable de níquel y cobalto, los resultados se muestran en la tabla 4.

Tabla 3: Estadígrafos del mineral alimentado durante seis meses precedente al inicio del trabajo según las muestras SM-2 y HR-1. Efectividad de homogenización.

Muestras	Estadígrafo	Ni	Fe	Co	SiO ₂	MgO
SM-2	Promedio	1,26	42,88	0,11	9,78	4,96
	Máximo	1,49	47,83	0,15	14,01	15,04
	Mínimo	1,05	37,98	0,07	5,72	2,60
	Desviación Estándar	0,066	1,265	0,015	1,051	0,921
HR-1	Promedio	1,21	40,83	0,106	6,17	2,73
	Máximo	1,33	43,42	0,131	10,00	5,95
	Mínimo	0,97	34,12	0,075	3,23	1,11
	Desviación Estándar	0,040	1,164	0,009	1,368	0,696
Efectividad de homogenización		39,29	8,00	35,97	-30,11	24,46

Tabla 4: Correlación múltiple de los contenidos de metales y otras variables del proceso con el extractable de níquel y cobalto (%).

	Ni %	Fe %	Co %	SiO ₂ %	MgO %	P. A %	Na	Pcám. kg/t	Ext. Ni %	Ext. Co %
Ni %	1,00	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Fe %	-0,37	1,00	-	-	-	-	-	-	-	-
Co %	0,41	0,23	1,00	-	-	-	-	-	-	-
SiO ₂ %	0,36	-0,84	-0,28	1,00	-	-	-	-	-	-
MgO %	0,52	-0,79	-0,08	0,89	1,00	-	-	-	-	-
P. Ad %	0,01	-0,11	-0,01	0,12	0,02	1,00	-	-	-	-
Na	-0,36	0,78	0,18	-0,78	-0,82	-0,06	1,00	-	-	-
Pcámkg/t	0,10	-0,45	-0,28	0,41	0,43	0,05	-0,47	1,00	-	-
Ext. Ni %	-0,31	0,14	-0,46	0,10	-0,09	0,12	0,01	0,09	1,00	-
Ext. Co %	0,16	0,22	0,21	-0,04	-0,02	0,09	0,16	-0,12	0,46	1,00

Los resultados mostrados en la tabla 3 son indicativos del bajo efecto de homogenización del mineral existente entre las plantas de Secaderos y Hornos, corroborándose los resultados obtenidos por Legrá en el trabajo *Preparación de muestras tecnológicas para pruebas piloto de índice de mezclado y Yagrumaje Norte*, realizado en el 2004. Resulta significativo el hecho de que al comparar estos resultados con los que se alcanzan con tecnologías que ofertan firmas internacionales reconocidas en el tema de la prehomogenización-homogenización (logran hasta 90 % de homogenización), se puede afirmar que en la empresa Cdte. “Ernesto Che Guevara” (ECG) no se homogeniza, y para algunos elementos existe la des-homogenización. Cabe señalar que estas compañías logran estos resultados con un alto costo y el incremento del efecto de homogenización en aproximadamente un 20 % significa un aumento en los costos de hasta un 40 %, por lo que la realización de esta operación debe estar justificada por un minucioso estudio de costos y beneficios.

En cuanto al análisis de correlación que se muestra en la tabla 4, se observa que correlacionan en un nivel significativo con el extractable de níquel solamente el extractable de cobalto y el contenido de este elemento en el mineral de alimentación, aunque en este último caso con nivel negativo. En cuanto al extractable de cobalto, además del extractable de níquel correlacionan en ciertos

grados el número de mineral y los contenidos de hierro, cobalto y níquel en el mineral de HR-1.

3.4 Toma de muestras primarias para preparar las muestras tecnológicas. Caracterización química

Fueron tomadas muestras primarias en el mineral de alimentación a la planta de Secaderos (SM2), descarga de los secaderos (SM-4) y reciclo de estos (PS), alimentación a los Hornos de Reducción (HR-1) y reciclo de los mismos (PH). Todas las muestras se caracterizaron químicamente, los estadígrafos de los resultados aparecen en las tablas desde la 5 hasta la 9:

Tabla 5: Caracterización química del mineral de alimentación a la planta de Secaderos según muestra SM-2. %

	Ni	Fe	Co	SiO ₂	MgO
Promedio	1,23	42,69	0,100	6,40	2,57
Máximo	1,45	44,90	0,128	7,74	3,73
Mínimo	1,06	38,40	0,076	5,71	1,97
Desv. Est.	0,11	1,42	0,015	0,84	0,72

Tabla 6: Caracterización química del mineral de descarga de los secaderos según muestra SM-4. %

	Ni	Co	Fe	MgO	SiO ₂
Promedio	1,14	0,090	36,69	7,65	11,23
Máximo	1,26	0,107	42,77	10,59	16,31
Mínimo	1,04	0,071	32,43	3,92	5,79
Desv. Est.	0,08	0,011	2,74	2,16	3,16

Tabla 7: Caracterización química del polvo de recicl de los secaderos PS. %

	Ni	Co	Fe	MgO	SiO ₂
Promedio	1,30	0,115	43,01	3,26	7,22
Máximo	1,42	0,14	47,50	6,86	13,90
Mínimo	1,10	0,079	36,52	1,13	3,74
Desv. Est.	0,09	0,015	2,46	1,35	2,22

Tabla 8: Caracterización química del mineral de alimentación a los hornos según muestra HR-1. %

	Ni	Co	Fe	MgO	SiO ₂	S	C
Promedio	1,22	0,112	40,12	4,38	8,49	0,26	2,51
Máximo	1,33	0,148	45,86	6,31	12,97	0,29	3,00
Mínimo	1,10	0,097	35,42	1,82	4,20	0,22	2,00
Desv. Est.	0,05	0,011	1,91	1,14	1,74	0,02	0,20

Tabla 9: Caracterización química del mineral (polvo) de recicl de los hornos PH. %

	Ni	Co	Fe	S	C
Promedio	1,33	0,106	47,02	0,45	5,95
Máximo	1,40	0,111	49,71	0,50	7,27
Mínimo	1,16	0,102	48,29	0,47	5,69
Desv. Est.	0,07	0,004	1,29	0,03	0,53

Los resultados de la caracterización química de las muestras primarias (SM-2, SM-4, PS, HR-1 y PH) tienen un comportamiento lógico en cuanto al contenido de sus elementos, con valores similares a los logrados en otros trabajos (Proyecto de Carga y Capacidad, Proyecto de Eficiencia y Proyecto de Optimización del Proceso de Molienda en la E.C.G.). Esto permite que puedan ser utilizadas para obtener las muestras tecnológicas según las exigencias del proceso y el programa de pruebas a realizar (ver además tablas 5-9 en los anexos).

3.5 Realización de los experimentos de reducción programados a escala de banco

Con el mineral de alimentación a los hornos de la E.C.G., según la muestra HR-1, se prepararon las muestras tecnológicas que simulan al mismo durante el período de toma de muestras, propiciando de esta manera la realización de las pruebas de reducción que fueron utilizadas como comparativas de los resultados que se logran en esta empresa para este tipo de mineral, sin efectuar la operación de homogenización (condiciones actuales); para todos los casos se tomó la precaución para que estas fuesen representativas del mineral que procesaba esta planta.

Se determinó analizar al mineral reducido el níquel total y metálico, similarmente se realizaron con el hierro al que además se le hizo el Fe^{+2} y ferrosos, también se determinó el azufre y carbono. Al mineral lixiviado se le analizó el níquel, hierro y cobalto total.

3.5.1 Resultados de extracciones para cada clase de mineral

Con el contenido de níquel, cobalto e hierro en el mineral de alimentación y después de lixiviado se determinaron las extracciones de Ni y Co para cada mineral en particular, obteniéndose los resultados que se muestran en las tablas desde la 10 hasta la 15:

Tabla 10: Resultados de extractables del mineral según la muestra HR-1 (mineral sin homogenizar) en las condiciones actuales de la E.C.G (%)

	Mineral de alimentación			Mineral Lixiviado				
	Promedio (%)			Promedio (%)			Extractable (%)	
	Ni	Co	Fe	Ni	Co	Fe	Ni	Co
Promedio	1,22	0,113	40,11	0,20	0,051	46,31	86,12	60,98
Máximo	1,29	0,136	44,71	0,25	0,060	52,24	89,36	68,59
Mínimo	1,13	0,099	37,61	0,15	0,044	40,35	81,95	52,86
Desv. Est.	0,05	0,011	1,58	0,03	0,004	2,72	1,81	4,56

Tabla 11: Efectividad de homogenización en el período de toma de las muestras primarias (período actual, sin homogenización). %

Elem. de interés	Ni	Fe	Co	SiO ₂	MgO
EFFECTIV HOM	10,00	0,26	-10,00	15,20	20,25

Tabla 12: Resultados de extractables del mineral SM4-PS-PH (Homogenizado) simulando la implementación de pilas de prehomogenización y mezclado del reciclado de hornos y secaderos con el mineral seco y molido. %

	Mineral de alimentación			Mineral Lixiviado				
	Promedio (%)			Promedio (%)			Extractable (%)	
	Ni	Co	Fe	Ni	Co	Fe	Ni	Co
Promedio	1,21	0,108	39,42	0,17	0,057	48,04	88,56	57,05
Máximo	1,24	0,111	41,40	0,19	0,062	49,44	90,45	59,91
Mínimo	1,19	0,105	38,83	0,14	0,055	45,77	87,14	53,39
Desv. Est.	0,02	0,003	1,05	0,01	0,002	1,26	1,08	3,90

Tabla 13: Resultados de la efectividad de homogenización que se alcanzarían, si se implementa un lecho de mezcla en la E.C.G. %

Elem de interés	Ni	Fe	Co	SiO ₂	MgO
EFFECTIV HOM	68,33	42,11	70,00	57,53	66,43

Tabla 14: Resultados de extractables del mineral PS-PH en las condiciones actuales de la E.C.G. %

	Mineral de alimentación			Mineral Lixiviado				
	Promedio (%)			Promedio (%)			Extractable (%)	
	Ni	Co	Fe	Ni	Co	Fe	Ni	Co
Promedio	1,30	0,115	43,01	0,17	0,06	49,38	88,91	53,76
Máximo	1,42	0,144	47,50	0,21	0,08	54,16	93,01	60,17
Mínimo	1,10	0,079	36,52	0,11	0,05	43,05	85,77	45,47
Desv. Est.	0,09	0,015	2,46	0,03	0,01	2,42	1,83	4,07

Tabla 15: Resultados de extractables del mineral SM4 en las condiciones actuales de la E.C.G. %

	Mineral de alimentación			Mineral Lixiviado				
	Promedio			Promedio			Extractable	
	Ni	Co	Fe	Ni	Co	Fe	Ni	Co
Promedio	1,13	0,088	36,42	0,20	0,046	42,59	85,03	54,75
Máximo	1,22	0,103	41,63	0,32	0,057	49,11	90,14	62,60
Mínimo	1,01	0,070	31,31	0,12	0,040	37,62	77,92	50,72
Desv. Est.	0,08	0,010	2,77	0,05	0,004	3,54	3,49	3,15

Los resultados de extracciones de metales mostrados en las tablas 10 y 12, con mineral sin homogenizar (condiciones actuales de la E.C.G.) y mineral homogenizado (simulando los valores que se obtendrían con pilas de homogenización), respectivamente, indican que al homogenizar existe un incremento de extracción de níquel como promedio de 2,44 % y en cuanto al cobalto una disminución en 3,93 %, como se muestra en la tabla de correlación múltiple; existe una fuerte dependencia entre los extractables de ambos elementos, cuestión esta que presupone una proporcionalidad de aumento entre ambos minerales.

En cuanto al efecto de homogenización por elementos de interés se puede plantear que al quedar implementado un lecho de mezcla en la E.C.G. (con formación de pilas de homogenización continuas) y mezclado del reciclado de hornos y secaderos con el mineral seco y molido, se incrementará en los peores de los casos (SiO_2 y MgO) alrededor de tres veces con respecto al que se logra actualmente. Resulta significativo señalar que compañías de prestigio mundial en el tema de la homogenización (FAM, TAIMWESER; empresas de Alemania y España), recomiendan utilizar estos dos elementos para determinar el efecto de homogenización, pues mayoritariamente están presentes en las fracciones de mayor tamaño y de más difícil homogenización del mineral, cuestión esta que debe tenerse en consideración, máxime si conocemos que el mineral laterítico

está compuesto de un gran diapasón granulométrico, aspecto que favorece la segregación y por ende la deshomogenización.

Respecto a los datos que se muestran en las tablas 14 y 15, cabe señalar que estos experimentos fueron realizados con el objetivo de buscar variantes tecnológicas que permitan el procesamiento en la reducción del reciclo de los secaderos y de hornos mezclándolo óptimamente, pero independiente del mineral seco y molido. Los valores de extracciones logrados resultan alentadores, fundamentalmente para el níquel, que para el caso de la reducción del polvo de hornos y secaderos resulta como promedio de 88,91 % y para el mineral seco y molido de 85,03 % (ver además tablas 10–15 en los anexos).

3.5.2 Caracterización química del mineral reducido

En las tablas 16 a la 19 se presentan los resultados de los contenidos en el mineral reducido (%).

Tabla 16: Resultados promedio del comportamiento del mineral reducido HR-1 (sin homogenización). %

	Fe	FeO	Fe ^o	Ni ^o	S	C
Promedio	45,57	23,56	2,76	1,05	0,36	1,41
Máximo	50,20	27,50	3,58	1,26	0,36	1,41
Mínimo	43,10	19,97	1,22	0,85	0,36	1,41
Desv. Est.	2,07	2,55	0,50	0,12	*	*

Tabla 17: Resultados promedio del comportamiento del mineral reducido SM4- PS.PH (homogenizado) simulando la implementación de pilas de prehomogenización y mezclado del reciclo de hornos y secaderos con el mineral seco y molido. %

	Fe	FeO	Fe ^o	Ni ^o	S	C
Promedio	47,07	27,70	3,92	1,13	0,50	1,69
Máximo	48,21	31,97	5,38	1,39	0,60	2,41
Mínimo	44,93	23,20	2,12	0,65	0,41	0,97
Desv. Est.	1,38	3,66	1,25	0,30	0,13	1,02

Tabla 18: Resultados promedio del comportamiento del mineral reducido PS-PH en las condiciones actuales de la E.C.G. %

	Fe	FeO	Fe ^o	Ni ^o	S	C
Promedio	46,72	28,15	3,28	1,09	0,49	1,61
Máximo	49,80	31,84	4,36	1,38	0,60	2,41
Mínimo	38,66	22,20	2,07	0,77	0,38	0,81
Desv. Est.	3,57	3,91	0,72	0,18	0,16	1,13

Tabla 19: Resultados promedio del comportamiento del mineral reducido SM4 en las condiciones actuales de la E.C.G. %

	Fe	FeO	Fe ^o	Ni ^o	S	C
Promedio	41,56	30,82	2,34	0,86	0,01	1,69
Máximo	47,90	35,41	3,47	1,23	0,01	1,69
Mínimo	36,57	27,28	1,06	0,60	0,01	1,69
Desv. Est.	2,96	2,31	0,53	0,21	***	***

Para todas las variantes de reducción, los contenidos promedios de hierro metálico (Fe) en el mineral reducido no sobrepasan el 4 %, existiendo solo valores puntuales superiores en las pruebas en que se logran las mayores extracciones (mineral homogenizado y mezcla del polvo de los hornos y secaderos), esto puede estar justificado por los altos extractables de Ni, cercanos a 90 % para ambos casos (ver además tablas 16–19 en los anexos).

Los valores promedios de carbón y azufre en el mineral reducido pueden considerarse como similares para todos los experimentos, con la excepción del mineral seco y molido (según muestra SM4) en que el contenido de azufre es varias veces inferior al resto de las pruebas. Estos valores pueden considerarse como lógicos y similares a los que se logran en la industria.

3.5.3 Resumen del comportamiento del extractable y el mineral reducido

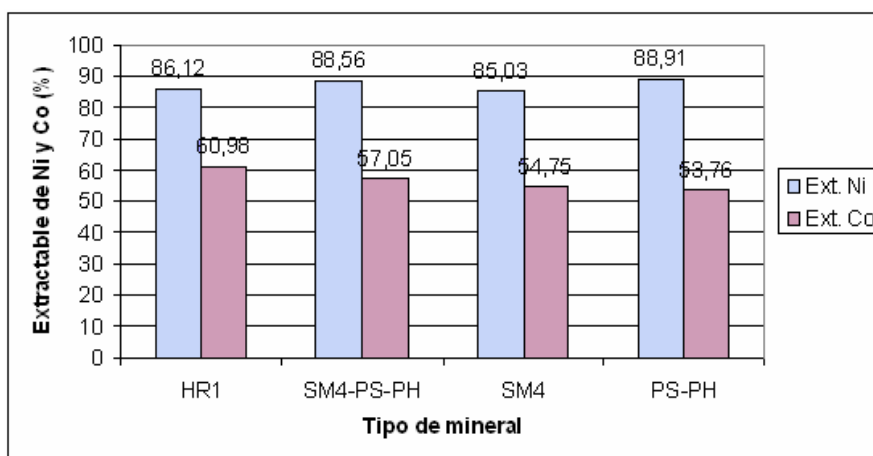


Figura 9. Resumen del extractable para cada tipo de mineral empleado en las pruebas de banco.

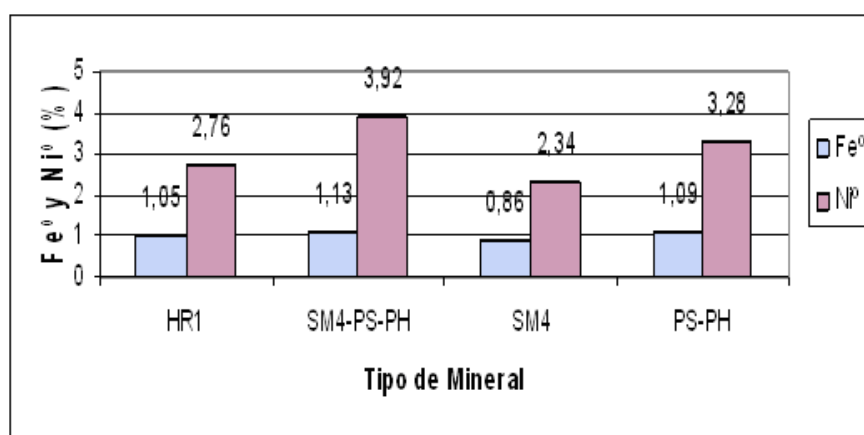


Figura 10. Resumen del comportamiento del mineral reducido (hierro y níquel metálicos).

En las figuras 9 y 10 se puede observar que existe una mayor extracción de níquel para los casos en que se procesa el mineral homogenizado y para la mezcla del polvo de horno con el de secaderos; en cuanto al comportamiento del mineral reducido, los valores del hierro y níquel metálico se comportan acordes con los resultados de extracciones alcanzados para todas las pruebas, siendo similares a los obtenidos en la industria.

3.5.4 Cálculo económico

Esta fue realizada tomando como base datos reales de procesamiento de la planta de horno de reducción de la E.C.G, en cuanto al tonelaje procesado por hora, respecto a las extracciones de metal se empleo los valores logrados en las pruebas de banco para el mineral sin homogenizar (según muestra HR1) y para mineral homogenizado (SM4-PS-PH), el precio del níquel fue tomado del sitio web <http://medasa.blogspot.com/>. Los cálculos se realizaron primeramente para una hora de operación de la planta de hornos, el valor económico está reajustado para un año de operación.

Tabla 20: Resultados del cálculo económico

Tipo de mineral	Mineral alimentado a horno, (t/h).	Ley de níquel, (%).	Extracción de Ni, (%)	Cantidad de Ni producido por Ext., (t/h)	Precio de la tonelada de Ni., (USD).	Ingreso por concepto de Ext. de Ni. (USD/Año).
HR1 (sin homogenizar)	400	1,22	86,12	4,2	27 065	995 775 480
SM4-PS-PH (Homogenizado)			88,56	4,32		1 024 226 208
DIFERENCIA	-	-	2,44	0,12	-	28 450 728

Los resultados del cálculo económico mostrado en la tabla anterior, indican un incremento de la extracción de níquel de 2,44 % a favor del mineral homogenizado, produciéndose 0,12 toneladas más de níquel por hora, lo que implica un aumento de ingreso anual por este concepto de 28 450 728 de USD..

Conclusiones del Capítulo 3

- ✓ Se demostró que, implementando una buena homogenización entre estas muestras de minerales, los extractables de níquel y cobalto tienden a aumentar.
- ✓ Se demostró que las mezclas del mineral utilizado donde se obtuvieron los mejores extractables fueron las SM4-PS-PH.



Conclusiones

CONCLUSIONES

Después de realizar el análisis de los resultados de la investigación, se pudo llegar a la siguiente conclusión:

- La homogenización del mineral permite obtener un incremento en las extracciones de níquel de un 2,44 % en el proceso de reducción a escala de banco.
- Los resultados de la caracterización química de las muestras primarias (SM-2, SM-4, PS, HR-1 y PH) con las que se efectuaron las pruebas de reducción, reflejaron correspondencia con las que se alimentan al proceso industrial.
- Con el esquema de preparación de mineral que emplea actualmente la E.C.G., la homogenización que se alcanza para el níquel, hierro cobalto, sílice y magnesio es de 10,00; 0,26, -10,00, 15,20 y 20,25 %; mientras que con homogenización se logra un 68,33; 42,11, 70,00, 57,53 y 66,43 %, respectivamente.
- El contenido del hierro metálico en el mineral reducido no sobrepasa como promedio el 4 % para ninguna de las pruebas de reducción; en cuanto al azufre y carbón también tienen un comportamiento lógico y similar al de la industria.



Recomendaciones

RECOMENDACIONES

1. Realizar prueba piloto que permita corroborar los resultados obtenidos a escala de banco.
2. Para homogenizar el mineral de la muestra tecnológica a utilizar en la corrida piloto, emplear la formación de pilas de mineral por el método Chevrón (de capas sucesivas), simulando la formación de la misma según la litología del mineral o la extracción por frentes mineros.

BIBLIOGRAFÍA

1. ALEPUZ, H. 2003. Proyecto de investigación de carga y capacidad. Centro de Investigaciones del Níquel (CEDINIQ).
2. ALEPUZ, H. 2006. Proyecto de investigación de eficiencia. Centro de Investigaciones del Níquel (CEDINIQ).
3. AUTORES, VARIOS. 1943. Manual de control y muestreo de la empresa René Ramos Latour. Nickel Company S.A.
4. ÁVILA, R.; MEDRANO, I. 1995. Algoritmo de operación del horno de reducción por balance de materia y energía. Trabajo de Diploma.
5. ESTENOZ, S.; BERNAL, S. 1992. Estudio de la influencia de la homogenización en el proceso de lixiviación ácida de la laterita, contenido y alcance. Informe técnico. FA1/00026.
6. ESTENOZ, S.; ESPINOSA, M. 2003. Prueba de homogeneización y secado solar del mineral (Parte I): Centro de Investigaciones del Níquel, Cuba. Informe de Investigación. 48p.
7. ESTENOZ S, M; N. PEREZ; A. DEL TORO. 2004. Estudio de variabilidad de la calidad del mineral en la ECECG, Informe de investigación, CEINNIQ. 22p.
8. LEGRA, A., ALDANA, E. 1996. Proyecto de Optimización del Proceso de Molienda en la E.C.G. Informe técnico CEINNIQ.
9. LEGRÁ, A. 2004. Preparación de muestras tecnológicas para pruebas de índice de mezclado y Yagrumaje Norte. Proyecto de carga Centro de Investigaciones del Níquel (CEDINIQ).

10. LEGRÁ, A. 2007. Separación de fracciones +200 mm, homogenización y validación de muestras tecnológicas de minerales especiales. Reporte técnico. FA1/00426.
11. MITROFÁNOV, S.; BARSKI, L.; SAMYGIN, V. 1974. Investigación de la capacidad de enriquecimiento de los minerales. Editorial Mir Moscú.
12. PALACIO, A. 2003. Manual de operaciones. Taller de Horno de Reducción, ECECG, Moa.
13. QUIALA, G. 2005. Influencia de la distribución granulométrica de la muestra HR-1 y recicló en el extractable de Ni y Co en el ECECG. Trabajo de diploma. 67p.
14. RORÍGUEZ, A. 2009. Preparación y caracterización química y física de muestras mineral del yacimiento de cajalbana; Reporte técnico. FA1/00556.



Anexos

ANEXOS



Figura 1– Máquina rascadora que actúa lateralmente.



Figura 1.1.- Estructura a dos aguas de un lecho de mezcla (Método Chevron o de “los cabríos”).

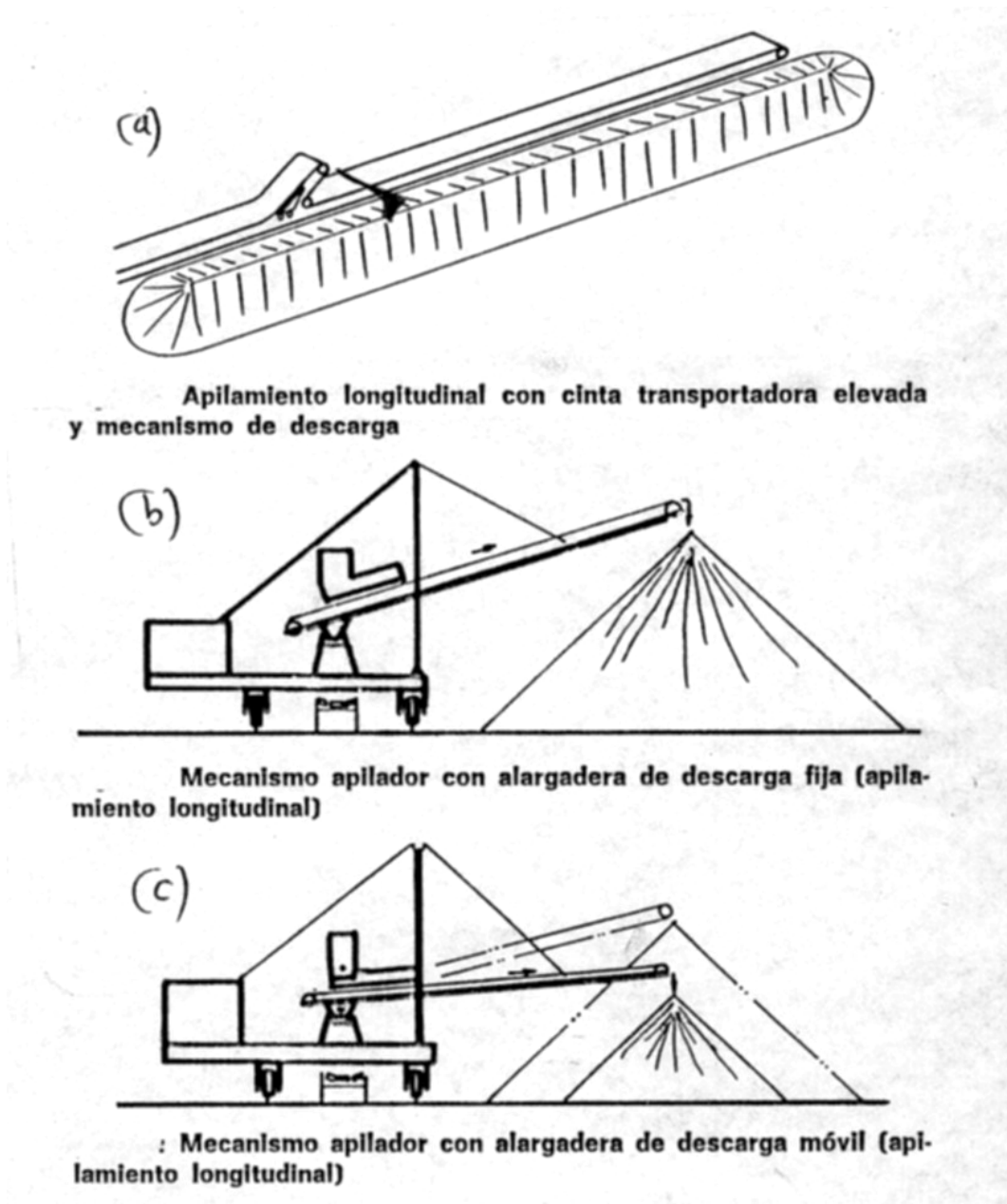


Figura 1.2 Máquinas de apilar utilizadas en el Método de Chevron.

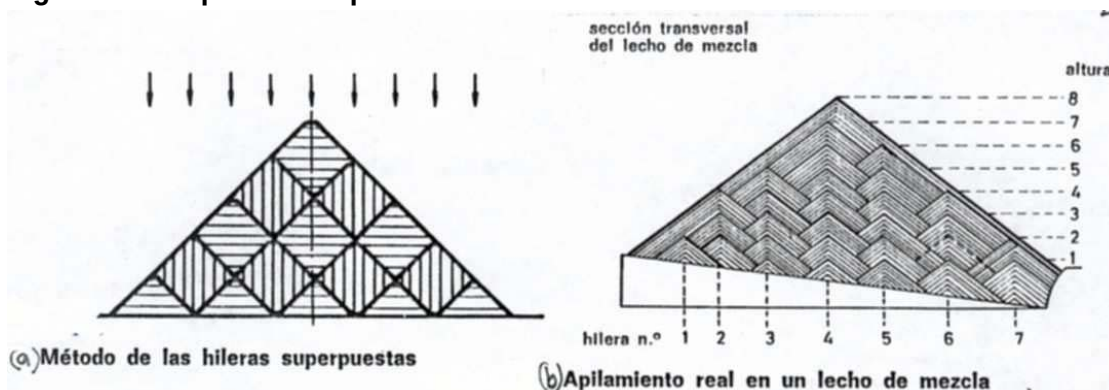


Figura 1.3 Método de las hileras superpuestas y Método Windrow.

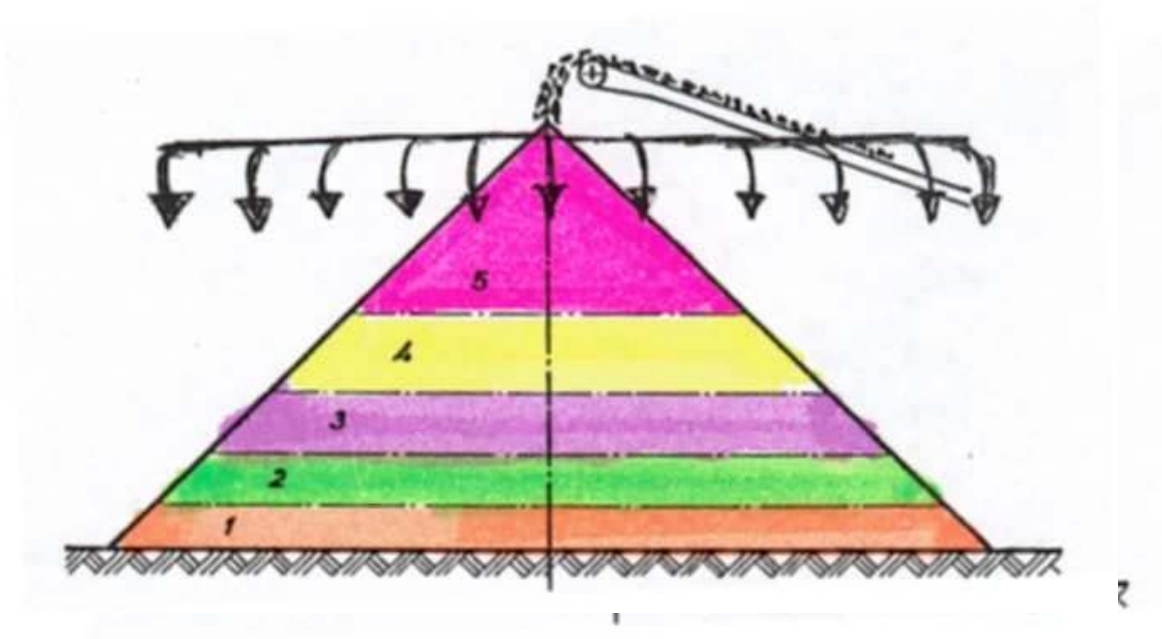


Figura 1.4 Método de las capas horizontales.

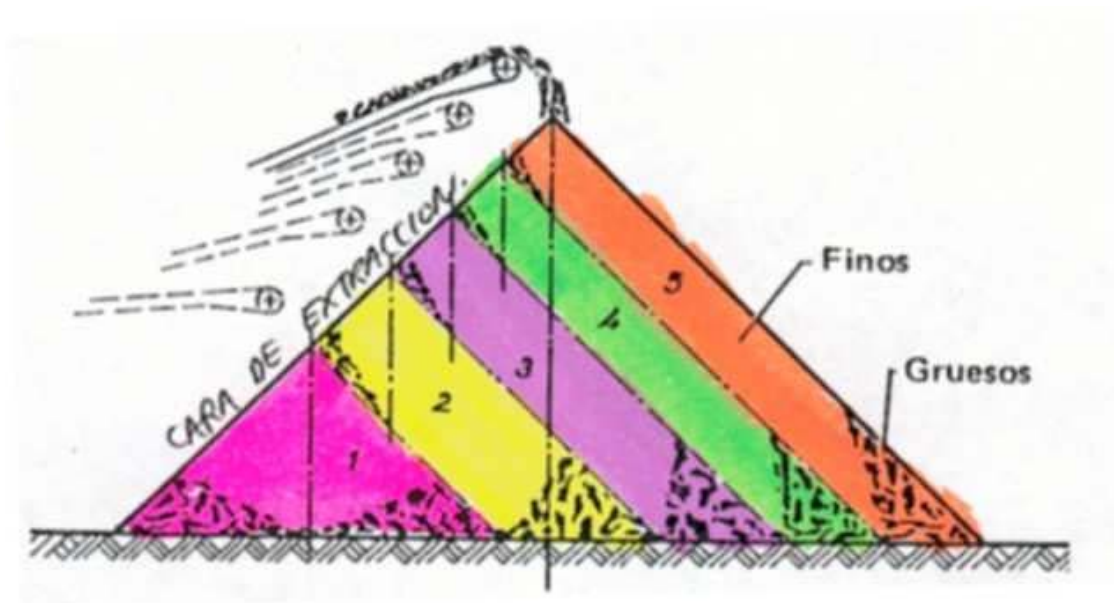


Figura 1.5 Método de los estratos inclinados.

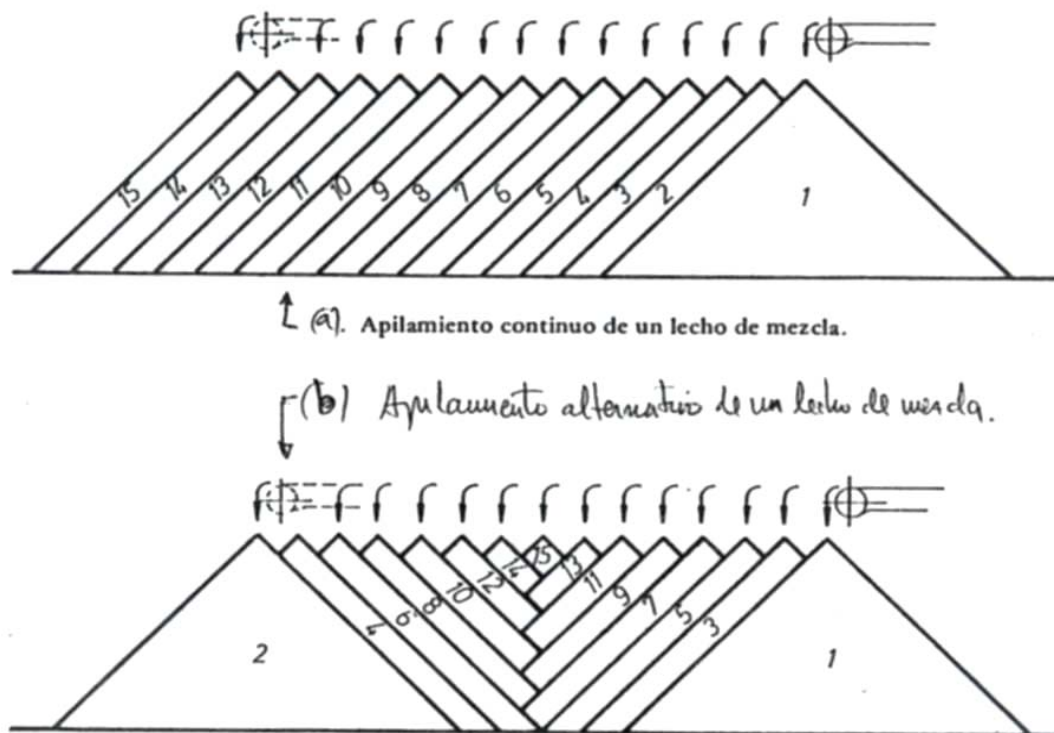


Figura 1.6 Método las pilas cónicas: a)- Apilamiento continuo
b)-Apilamiento alternativo



Figura 1.7 Introducción de gas inerte.

Caracterización química de las muestras primarias con que se conformaron las muestras tecnológicas, contenidos promedio. % .

Tabla 5: Para el mineral de alimentación a los secaderos de la E.C.G según la muestra (SM2)

Mineral SM-2					
Fecha	Ni	Co	Fe	MgO	SiO ₂
23-09-10	1,34	0,095	41,325	3,73	7,16
24-09-10	1,16	0,095	43,000	2,07	5,71
26-09-10	1,22	0,085	41,960	3,21	7,74
28-09-10	1,10	0,092	43,800	1,97	5,92
30-09-10	1,28	0,115	43,175	2,28	5,80
02-10-10	1,26	0,121	42,900	2,18	6,04
Promedio	1,23	0,100	42,69	2,57	6,40

Tabla.6: Para el mineral descarga los secaderos de la E.C.G., según la muestra (SM4)

Mineral SM-4						
Fecha	Ni	Co	Fe	MgO	Al ₂ O ₃	SiO ₂
23-09-10	1,09	0,095	35,91	7,53	4,66	12,22
24-09-10	1,18	0,075	34,30	9,17	4,13	13,90
26-09-10	1,19	0,090	38,94	7,49	4,04	10,30
28-09-10	1,22	0,096	36,89	8,10	4,19	11,35
30-09-10	1,16	0,090	34,48	9,61	4,24	13,59
02-10-10	1,04	0,093	39,62	4,00	4,20	6,04
Promedio	1,14	0,090	36,69	7,65	4,24	11,23

Tabla.7: Para el mineral de recicló (polvo) de los secaderos de la E.C.G., según la muestra especial (PS)

Mineral PS						
Fecha	Ni	Co	Fe	MgO	Al ₂ O ₃	SiO ₂
23-09-10	1,27	0,117	40,98	3,86	4,53	9,02
24-09-10	1,35	0,103	41,23	4,62	4,11	9,06
26-09-10	1,34	0,112	43,94	3,04	4,08	6,61
28-09-10	1,36	0,124	42,95	3,34	4,28	7,05
30-09-10	1,30	0,126	42,26	3,18	4,80	7,21
02-10-10	1,16	0,107	46,68	1,53	4,58	4,39
Promedio	1,30	0,115	43,01	3,26	4,40	7,22

Tabla.8: Para el mineral de alimentación a los hornos de la E.C.G., según muestra HR1

Mineral entrado a Horno, HR-1 (%)								
Fecha	Ni	Co	Fe	MgO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	S	C
23-09-10	1,18	0,126	39,40	7,08	5,11	8,78	0,24	2,55
24-09-10	1,24	0,180	38,39	5,11	4,62	10,10	0,24	2,45
26-09-10	1,22	0,108	41,24	4,14	4,68	8,00	0,26	2,48
28-09-10	1,26	0,117	40,44	4,38	4,54	8,44	0,27	2,48
30-09-10	1,26	0,109	38,50	5,57	4,21	9,08	0,27	2,52
02-10-10	1,16	0,107	42,55	3,45	4,12	6,60	0,28	2,48
Promedio	1,22	0,125	40,09	4,95	4,55	8,50	0,26	2,49

Tabla.9: Para el mineral de recicló (polvo) de los hornos de la E.C.G., según la muestra especial (PH)

Mineral PH					
Fecha	Ni	Co	Fe	S	C

23-09-10	1,29	0,107	47,42	0,43	5,57
24-09-10	1,38	0,106	45,13	0,44	5,98
26-09-10	1,34	0,102	47,40	0,44	6,01
28-09-10	1,39	0,108	47,04	0,45	6,49
30-09-10	1,35	0,108	46,33	0,44	5,75
02-10-10	1,25	0,107	48,82	0,48	5,88
Promedio	1,33	0,106	47,02	0,45	5,95

Resultados de extracciones por pruebas para cada tipo de mineral. % .

Tabla 10: Comportamiento de extracciones para el mineral sin homogenizar (HR1) condiciones actuales de la E.C.G. %

Código	No Exp.	Mineral de alimentación			Mineral Lixiviado				
		Contenido prom. %			Contenido prom. %			Extractable %	
		Ni	Co	Fe	Ni	Co	Fe	Ni	Co
HR-11-231	11	1,16	0,136	39,36	0,22	0,053	43,70	83,08	64,77
HR-11-232	11	1,16	0,136	39,36	0,23	0,054	44,18	81,95	64,50
HR-12-231	12	1,19	0,133	40,12	0,16	0,048	44,18	87,47	67,33
HR-12-232	12	1,19	0,133	40,12	0,17	0,049	44,02	87,27	66,53
HR-13-231	13	1,17	0,135	39,89	0,17	0,046	43,38	86,68	68,59
HR-13-232	13	1,17	0,135	39,89	0,19	0,050	43,38	85,03	65,86
HR-14-231	14	1,19	0,102	38,21	0,19	0,045	40,35	84,89	58,39
HR-14-232	14	1,19	0,102	38,21	0,19	0,048	40,35	84,58	55,61
Promedio		1,18	0,127	39,39	0,191	0,05	42,94	85,12	63,95
Desv.est		0,02	0,01	0,79	0,02	0,00	1,63	1,97	4,55
Máximo		1,19	0,14	40,12	0,23	0,05	44,18	87,47	68,59
Mínimo		1,16	0,10	38,21	0,16	0,05	40,35	81,95	55,61



Código	No Exp.	Mineral de alimentación			Mineral Lixiviado				
		Contenido prom. %			Contenido prom. %			Extractable %	
		Ni	Co	Fe	Ni	Co	Fe	Ni	Co
HR-11-241	19	1,23	0,109	37,61	0,22	0,053	46,69	85,68	60,83
HR-11-242	19	1,23	0,109	37,61	0,22	0,053	44,96	85,20	59,32
HR-12-241	20	1,24	0,114	38,76	0,24	0,054	48,95	84,50	62,60
HR-12-242	20	1,24	0,114	38,76	0,23	0,052	47,73	85,09	63,07
HR-13-241	21	1,25	0,105	37,72	0,25	0,050	44,78	83,54	59,89
HR-14-242	21	1,25	0,099	39,47	0,22	0,049	47,91	85,59	59,22
Promedio		1,24	0,107	38,39	0,228	0,05	4,84	84,94	60,82
Desvest		0,011	0,006	0,78	0,013	0,002	1,685	0,804	1,666
Máximo		1,25	0,114	39,47	0,25	0,05	48,95	85,68	63,07
Mínimo		1,23	0,099	37,61	0,22	0,05	44,78	83,54	59,22

Código	No Exp.	Mineral de alimentación			Mineral Lixiviado				
		Contenido prom. %			Contenido prom. %			Extractable %	
		Ni	Co	Fe	Ni	Co	Fe	Ni	Co
HR-11-261	22	1,20	0,105	40,89	0,19	0,056	48,25	86,58	54,95
HR-12-262	22	1,27	0,110	41,33	0,16	0,054	48,95	89,36	58,68
HR-13-261	23	1,24	0,111	41,49	0,17	0,052	49,12	88,72	60,31
HR-14-262	23	1,17	0,105	41,25	0,17	0,048	48,25	87,45	60,73
Promedio		1,22	0,108	41,24	0,17	0,053	48,64	88,03	58,67
Desvest		0,05	0,003	0,25	0,01	0,003	0,46	1,25	2,63
Máximo		1,27	0,111	41,49	0,19	0,056	49,12	89,36	60,73
Mínimo		1,17	0,105	40,89	0,16	0,048	48,25	86,58	54,95



Código	No Exp.	Mineral de alimentación			Mineral Lixiviado				
		Contenido prom. %			Contenido prom. %			Extractable %	
		Ni	Co	Fe	Ni	Co	Fe	Ni	Co
HR-11-281	15	1,28	0,118	40,45	0,18	0,044	47,56	88,40	68,38
HR-11-282	15	1,28	0,118	40,45	0,16	0,045	47,04	89,01	67,30
HR-12-281	16	1,26	0,119	40,78	0,20	0,048	47,21	86,39	65,16
HR-12-282	16	1,26	0,119	40,78	0,20	0,046	47,39	86,44	66,74
HR-13-281	17	1,23	0,109	40,56	0,22	0,046	46,34	84,60	62,95
HR-14-281	18	1,26	0,123	39,96	0,22	0,052	48,08	85,49	64,96
HR-14-282	18	1,26	0,123	39,96	0,23	0,054	48,25	84,88	63,74
Promedio		1,26	0,117	40,44	0,20	0,048	47,41	86,46	65,60
Desv.est		0,017	0,005	0,340	0,02	0,00	0,65	1,69	1,96
Máximo		1,28	0,12	40,78	0,23	0,05	48,25	89,01	68,38
Mínimo		1,23	0,11	39,96	0,16	0,04	46,34	84,60	62,95

Código	No Exp.	Mineral de alimentación			Mineral Lixiviado				
		Contenido prom. %			Contenido prom. %			Extractable %	
		Ni	Co	Fe	Ni	Co	Fe	Ni	Co
HR-11-301	7	1,25	0,111	38,05	0,22	0,058	46,90	85,95	57,48
HR-11-302	7	1,25	0,111	38,05	0,20	0,057	46,90	87,31	58,21
HR-12-301	8	1,27	0,109	39,07	0,23	0,058	45,87	84,72	54,47
HR-12-302	8	1,27	0,109	39,07	0,25	0,060	45,87	83,17	52,90
HR-13-301	9	1,24	0,109	38,54	0,17	0,049	46,73	89,00	62,81
HR-13-302	9	1,24	0,109	38,54	0,18	0,048	45,87	87,70	62,88

HR-14-301	10	1,29	0,109	38,54	0,19	0,052	41,79	85,34	53,57
HR-14-302	10	1,29	0,109	38,54	0,19	0,053	41,95	85,39	52,86
Promedio		1,26	0,109	38,55	0,202	0,054	45,24	86,07	56,90
Desvest		0,022	0,001	0,384	0,03	0,005	2,13	1,85	4,17
Máximo		1,29	0,11	39,07	0,25	0,06	46,90	89,00	62,88
Mínimo		1,24	0,11	38,05	0,17	0,05	41,79	83,17	52,86

Código	No Exp.	Mineral de alimentación			Mineral Lixiviado				
		Contenido prom. %			Contenido prom. %			Extractable %	
		Ni	Co	Fe	Ni	Co	Fe	Ni	Co
HR-11-21	24	1,23	0,113	40,29	0,182	0,057	48,08	87,60	57,73
HR-12-22	24	1,13	0,101	43,18	0,152	0,052	49,99	88,35	55,53
HR-13-21	25	1,17	0,108	42,37	0,167	0,053	50,16	87,91	58,68
HR-14-22	25	1,13	0,107	44,71	0,185	0,055	52,24	85,95	58,83
Promedio		1,16	0,107	42,64	0,172	0,054	50,118	87,45	57,69
Desvest		0,049	0,005	1,843	0,015	0,002	1,700	1,049	1,52
Máximo		1,23	0,11	44,71	0,19	0,06	52,24	88,35	58,83
Mínimo		1,13	0,10	40,29	0,15	0,05	48,08	85,95	55,53

Tabla 12: Comportamiento de extracciones por pruebas para el mineral homogenizado (SM4-PS.PH), simulando la implementación de pilas de prehomogenización y mezclado del reciclo de hornos y secaderos con el mineral seco y molido. %

Código	No Exp.	Mineral de alimentación			Mineral Lixiviado				
		Contenido prom. %			Contenido prom. %			Extractable %	
		Ni	Co	Fe	Ni	Co	Fe	Ni	Co
SM4PSPH-1-1	41	1,20	0,106	39,01	0,16	***	47,17	89,11	***
SM4PSPH-1-	41	1,20	0,106	39,01	0,18	0,056	47,17	87,80	59,36



2									
SM4PSPH-4-1	49	1,20	0,111	39,01	0,15	0,056	49,09	89,87	59,91
SM4PSPH-4-2	49	1,20	0,111	39,01	0,17	0,059	49,09	88,94	57,76
SM4PSPH-5-1	50	1,19	0,106	38,84	0,16	0,062	48,74	89,02	53,39
SM4PSPH-5-2	50	1,19	0,106	38,84	0,14	0,055	47,87	90,45	57,90
SM4PSPH-2-1	51	1,20	0,105	41,40	0,18	0,056	49,26	87,60	55,18
SM4PSPH-2-2	51	1,20	0,105	41,40	0,18	0,055	49,44	87,72	56,14
SM4PSPH-3-1	52	1,24	0,110	38,83	0,18	0,057	46,82	87,96	57,02
SM4PSPH-3-2	52	1,24	0,110	38,83	0,19	0,056	45,77	87,14	56,81
Promedio		1,21	0,108	39,42	0,17	0,057	48,04	88,56	57,05
Desvest		0,02	0,003	1,05	0,01	0,002	1,26	1,08	3,90
Máximo		1,24	0,111	41,40	0,19	0,062	49,44	90,45	59,91
Mínimo		1,19	0,105	38,83	0,14	0,055	45,77	87,14	53,39

Tabla 14 Comportamiento de extracciones por pruebas para el mineral (PS.PH), en las condiciones actuales de la E.C.G. %

Código	No Exp.	Mineral de alimentación			Mineral Lixiviado				
		Contenido prom. %			Contenido prom. %			Extractable %	
		Ni	Co	Fe	Ni	Co	Fe	Ni	Co
PS,PH-1-23	26	1.24	0.141	43.89	0.14	0.064	49.47	90.27	59.73
PSPH-2-23	26	1.26	0.122	41.76	0.17	0.059	48.42	88.50	58.29
PS,PH-3-231	27	1.29	0.098	36.52	0.21	0.063	43.05	86.19	45.47



PS,PH-4-232	27	1.28	0.105	41.76	0.21	0.060	48.60	85.77	50.90
Promedio		1.27	0.117	40.98	0.18	0.062	47.39	87.68	53.60
Desvest		0.02	0.019	3.14	0.04	0.002	2.93	2.10	6.66
Máximo		1.29	0.141	43.89	0.21	0.064	49.47	90.27	59.73
Mínimo		1.24	0.098	36.52	0.14	0.059	43.05	85.77	45.47

Código	No Exp.	Mineral de alimentación			Mineral Lixiviado				
		Contenido prom. %			Contenido prom. %			Extractable %	
		Ni	Co	Fe	Ni	Co	Fe	Ni	Co
PS,PH-1-241	43	1.42	0.115	41.11	0.19	0.055	46.82	88.38	58.01
PS,PH-2-242	43	1.40	0.117	40.29	0.20	0.061	47.17	87.68	55.47
PS,PH-3-241	44	1.33	0.101	41.27	0.21	0.061	47.52	86.48	47.55
PS,PH-4-242	44	1.23	0.079	42.26	0.15	0.047	49.61	89.40	49.32
Promedio		1.35	0.103	41.23	0.19	0.056	47.78	87.98	52.59
Desvest		0.09	0.018	0.81	0.02	0.007	1.25	1.23	4.96
Máximo		1.42	0.117	42.26	0.21	0.061	49.61	89.40	58.01
Mínimo		1.23	0.079	40.29	0.15	0.047	46.82	86.48	47.55

Código	No Exp.	Mineral de alimentación			Mineral Lixiviado				
		Contenido prom. %			Contenido prom. %			Extractable %	
		Ni	Co	Fe	Ni	Co	Fe	Ni	Co
PS,PH-1-261	45	1.30	0.105	43.57	0.14	0.058	49.96	90.81	51.83



PS,PH-2-262	45	1.35	0.120	46.19	0.13	0.063	51.54	91.64	52.95
PS,PH-3-261	46	1.37	0.119	43.73	0.17	0.060	49.26	89.11	55.24
PS,PH-4-262	46	1.34	0.105	42.26	0.17	0.059	48.56	89.09	55.35
Promedio		1.34	0.112	43.94	0.15	0.060	49.83	90.16	53.84
Desvest		0.03	0.008	1.64	0.02	0.002	1.28	1.27	1.74
Máximo		1.37	0.120	46.19	0.17	0.063	51.54	91.64	55.35
Mínimo		1.30	0.105	42.26	0.13	0.058	48.56	89.09	51.83

Código	No Exp.	Mineral de alimentación			Mineral Lixiviado				
		Contenido prom. %			Contenido prom. %			Extractable %	
		Ni	Co	Fe	Ni	Co	Fe	Ni	Co
PS,PH-1-281	28	1.40	0.123	42.09	0.20	0.063	49.60	87.88	56.54
PS,PH-2-282	28	1.28	0.120	42.91	0.18	0.060	49.80	87.88	56.92
PS,PH-3-281	29	1.37	0.116	43.07	0.20	0.059	49.99	87.55	56.18
PS,PH-4-282	29	1.40	0.136	43.73	0.19	0.063	50.86	88.27	60.17
Promedio		1.36	0.124	42.95	0.19	0.061	50.06	87.89	57.45
Desvest		0.06	0.009	0.67	0.01	0.002	0.55	0.30	1.84
Máximo		1.40	0.136	43.73	0.20	0.063	50.86	88.27	60.17
Mínimo		1.28	0.116	42.09	0.18	0.059	49.60	87.55	56.18

Código	No Exp.	Mineral de alimentación			Mineral Lixiviado				
		Contenido prom. %			Contenido prom. %			Extractable %	



		Ni	Co	Fe	Ni	Co	Fe	Ni	Co
PS,PH-1-302	40	1.17	0.098	42.09	0.13	0.054	48.57	90.74	52.25
PS,PH-2-302	42	1.29	0.126	41.93	0.16	0.061	48.92	89.44	58.50
PS,PH-3-301	31	1.40	0.134	44.38	0.13	0.066	49.98	91.56	56.26
PS,PH-4-301	37	1.35	0.144	40.62	0.11	0.076	45.63	93.01	53.02
Promedio		1.30	0.126	42.26	0.13	0.064	48.28	91.19	55.01
Desvest		0.10	0.020	1.56	0.02	0.009	1.86	1.50	2.91
Máximo		1.40	0.144	44.38	0.16	0.076	49.98	93.01	58.50
Mínimo		1.17	0.098	40.62	0.11	0.054	45.63	89.44	52.25

Código	No Exp.	Mineral de alimentación			Mineral Lixiviado				
		Contenido prom. %			Contenido prom. %			Extractable %	
		Ni	Co	Fe	Ni	Co	Fe	Ni	Co
PS,PH-1-21	47	1.21	0.119	45.53	0.15	0.064	51.88	88.83	52.80
PS,PH-2-22	47	1.10	0.101	47.01	0.14	0.058	52.93	89.02	49.00
PS,PH-3-21	48	1.14	0.103	46.68	0.13	0.059	52.93	89.87	49.48
PS,PH-4-22	48	1.20	0.105	47.50	0.19	0.061	54.16	86.48	49.05
Promedio		1.16	0.107	46.68	0.15	0.061	52.98	88.55	50.08
Desvest		0.05	0.008	0.84	0.02	0.003	0.93	1.45	1.83
Máximo		1.21	0.119	47.50	0.19	0.064	54.16	89.87	52.80
Mínimo		1.10	0.101	45.53	0.13	0.058	51.88	86.48	49.00

Tabla 15: Comportamiento de extracciones por pruebas para el mineral de descarga de los secaderos (SM4), en las condiciones actuales de la E.C.G. %

Código	No Exp.	Mineral de alimentación			Mineral Lixiviado				
		Contenido prom. %			Contenido prom. %			Extractable %	
		Ni	Co	Fe	Ni	Co	Fe	Ni	Co
SM4-1-231	32	1.05	0.103	37.32	0.18	0.057	44.93	86.00	54.03
SM4-2-231	33	1.09	0.085	35.76	0.22	0.045	40.75	82.61	53.54
SM4-2-232	37	1.09	0.085	35.76	0.23	0.045	39.19	80.91	51.69
Promedio		1.08	0.091	36.28	0.21	0.049	41.62	83.17	53.09
Desvest		0.02	0.010	0.90	0.03	0.007	2.97	2.59	1.23
Máximo		1.09	0.103	37.32	0.23	0.057	44.93	86.00	54.03
Mínimo		1.05	0.085	35.76	0.18	0.045	39.19	80.91	51.69

Código	No Exp.	Mineral de alimentación			Mineral Lixiviado				
		Contenido prom. %			Contenido prom. %			Extractable %	
		Ni	Co	Fe	Ni	Co	Fe	Ni	Co
SM4-2-242	36	1.10	0.070	35.18	0.15	0.040	42.50	88.94	52.70
SM4-1-242	35	1.21	0.076	31.31	0.32	0.045	37.62	77.92	50.72
Promedio		1.16	0.073	33.25	0.23	0.043	40.06	83.43	51.71
Desvest		0.08	0.004	2.74	0.12	0.004	3.45	7.79	1.40
Máximo		1.21	0.076	35.18	0.32	0.045	42.50	88.94	52.70
Mínimo		1.10	0.070	31.31	0.15	0.040	37.62	77.92	50.72

Código	No Exp.	Mineral de alimentación			Mineral Lixiviado				
		Contenido prom. %			Contenido prom. %			Extractable %	
		Ni	Co	Fe	Ni	Co	Fe	Ni	Co



SM4-1-262	36	1.22	0.092	36.40	0.19	0.049	43.72	87.03	55.66
SM4-2-261	38	1.08	0.082	35.70	0.16	0.042	43.37	87.50	57.84
Promedio		1.15	0.087	36.05	0.18	0.046	43.55	87.27	56.75
Desvest		0.10	0.007	0.49	0.02	0.005	0.25	0.33	1.54
Máximo		1.22	0.092	36.40	0.19	0.049	43.72	87.50	57.84
Mínimo		1.08	0.082	35.70	0.16	0.042	43.37	87.03	55.66

Código	No Exp.	Mineral de alimentación			Mineral Lixiviado				
		Contenido prom. %			Contenido prom. %			Extractable %	
		Ni	Co	Fe	Ni	Co	Fe	Ni	Co
SM4-1-282	33	1.17	0.088	35.40	0.232	0.044	40.23	82.55	56.00
SM4-2-281	34	1.21	0.097	38.01	0.191	0.051	42.85	86.00	53.36
Promedio		1.19	0.093	36.71	0.21	0.048	41.54	84.27	54.68
Desvest		0.03	0.006	1.85	0.03	0.005	1.85	2.44	1.87
Máximo		1.21	0.097	38.01	0.23	0.051	42.85	86.00	56.00
Mínimo		1.17	0.088	35.40	0.19	0.044	40.23	82.55	53.36

Código	No Exp.	Mineral de alimentación			Mineral Lixiviado				
		Contenido prom. %			Contenido prom. %			Extractable %	
		Ni	Co	Fe	Ni	Co	Fe	Ni	Co
SM4-2-301	35	1.21	0.099	36.45	0.189	0.049	41.63	86.32	56.66
SM4-1-301	34	1.11	0.079	33.50	0.227	0.044	38.84	82.36	51.96
Promedio		1.16	0.089	34.98	0.21	0.047	40.24	84.34	54.31
Desvest		0.07	0.014	2.09	0.03	0.004	1.97	2.80	3.33
Máximo		1.21	0.099	36.45	0.23	0.049	41.63	86.32	56.66
Mínimo		1.11	0.079	33.50	0.19	0.044	38.84	82.36	51.96

Código	No Exp.	Mineral de alimentación			Mineral Lixiviado				
		Contenido prom. %			Contenido prom. %			Extractable %	
		Ni	Co	Fe	Ni	Co	Fe	Ni	Co
SM4-1-22	39	1.01	0.099	40.41	0.121	0.045	49.11	90.14	62.60
SM4-2-21	38	1.04	0.087	41.63	0.157	0.046	48.94	87.16	55.02
Promedio		1.03	0.093	41.02	0.14	0.046	49.03	88.65	58.81
Desvest		0.02	0.008	0.86	0.03	0.001	0.12	2.11	5.36
Máximo		1.04	0.099	41.63	0.16	0.046	49.11	90.14	62.60
Mínimo		1.01	0.087	40.41	0.12	0.045	48.94	87.16	55.02

Comportamiento del contenido de los elementos en el mineral reducido por pruebas. %

Tabla 16: Para el mineral sin homogenizar (HR1) condiciones actuales de la E.C.G.

Código	No Exp.	Mineral Reducido							
		Contenido prom. %							
		Fe	Fe2+	FeO	Fe ^o	Co ^o	Ni ^o	S	C
HR-11-232	11	45.70	16.63	21.16	2.91	0.123	1.07		
HR-12-231	12	46.91	17.990	22.90	3.25	0.123	1.16		
HR-13-232	13	46.22	17.160	21.84	3.58	0.138	1.26		
HR-14-231	14	43.10	15.690	19.97	2.62	0.083	0.98		
Promedio		45.48	16.87	21.47	3.09	0.117	1.12		
Desvest		1.66	0.96	1.23	0.42	0.024	0.12		
Máximo		46.91	17.99	22.90	3.58	0.138	1.26		
Mínimo		43.10	15.69	19.97	2.62	0.083	0.98		



Código	No Exp.	Mineral Reducido							
		Contenido prom. %							
		Fe	Fe ²⁺	FeO	Fe ⁰	Co ⁰	Ni ⁰	S	C
HR-11-241	19	44.10	19.100	24.29	2.810	0.082	0.99		
HR-12-242	20	45.50	19.500	24.80	2.630	0.085	0.98		
HR-13-241	21	46.30	20.300	25.82	3.020	0.087	1.08		
HR-14-242	21	44.40	21.130	26.87	2.520	0.080	0.85		
Promedio		45.08	20.01	25.45	2.75	0.084	0.97		
Desvest		1.01	0.90	1.14	0.22	0.003	0.09		
Máximo		46.30	21.13	26.87	3.02	0.087	1.08		
Mínimo		44.10	19.10	24.29	2.52	0.080	0.85		

Código	No Exp.	Mineral Reducido							
		Contenido prom. %							
		Fe	Fe ²⁺	FeO	Fe ⁰	Co ⁰	Ni ⁰	S	C
HR-11-262	22	48.20	21.620	27.50	2.36	0.084	0.95		
HR-14-262	23	48.60	19.460	24.75	2.84	0.092	0.99		
Promedio		48.40	20.54	26.13	2.60	0.088	0.97		
Desvest		0.28	1.53	1.94	0.34	0.006	0.03		
Máximo		48.60	21.62	27.50	2.84	0.092	0.99		
Mínimo		48.20	19.46	24.75	2.36	0.084	0.95		

Código	No Exp.	Mineral Reducido							
		Contenido prom. %							
		Fe	Fe ²⁺	FeO	Fe ⁰	Co ⁰	Ni ⁰	S	C
HR-11-281	15	47.40	20.210	25.72	2.420	0.091	1.00		



HR-12-282	16	43.10	15.980	20.34	2.660	0.094	1.14		
HR-13-281	17	43.70	18.140	23.09	2.890	0.087	1.12		
HR-14-282	18	43.50	18.000	22.90	3.430	0.107	1.24		
Promedio		44.43	18.08	23.01	2.85	0.095	1.13		
Desvest		2.00	1.73	2.20	0.43	0.009	0.10		
Máximo		47.40	20.21	25.72	3.43	0.107	1.24		
Mínimo		43.10	15.98	20.34	2.42	0.087	1.00		

Código	No Exp.	Mineral Reducido							
		Contenido prom. %							
		Fe	Fe2+	FeO	Fe ⁰	Co ⁰	Ni ⁰	S	C
HR-11-301	7	44.15	16.17	20.56	1.22	0.07	0.852		
HR-13-301	9	43.97	16.11	20.50	3.13	0.102	1.16	0.36	1.41
HR-14-302	10	43.8	16.7	21.25	2.94	0.118	1.16		
Promedio		43.97	16.33	20.77	2.43	0.097	1.06		
Desvest		0.18	0.32	0.42	1.05	0.023	0.18		
Máximo		44.15	16.70	21.25	3.13	0.118	1.16		
Mínimo		43.80	16.11	20.50	1.22	0.072	0.85		

Código	No Exp.	Mineral Reducido							
		Contenido prom. %							
		Fe	Fe2+	FeO	Fe ⁰	Co ⁰	Ni ⁰	S	C
HR-12-22	24	50.2	21.21	26.97	2.69	0.093	0.95		
HR-14-22	25	47.0	20.84	26.50	2.56	0.104	1.04		
Promedio		48.60	21.03	26.74	2.63	0.099	1.00		
Desvest		2.26	0.26	0.33	0.09	0.008	0.06		
Máximo		50.20	21.21	26.97	2.69	0.104	1.04		



Mínimo	47,00	20,84	26,50	2,56	0,093	0,95		
---------------	--------------	--------------	--------------	-------------	--------------	-------------	--	--

Tabla 17: Para el mineral homogenizado (SM4-PS.PH).

Código	No Exp.	Mineral Reducido							
		Contenido prom. %							
		Fe	Fe2+	FeO	Fe ^o	Co ^o	Ni ^o	S	C
SM4PSPH-1-1	41	44,93	25,14	31,97	4,21	0,114	1,18	0,60	2,41
SM4PSPH-2-1	51	47,69	23,69	30,13	2,12	0,181	0,65		
SM4PSPH-3-2	52	46,47	18,24	23,2	5,38	0,112	1,38		
SM4PSPH-4-1	49	48,21	22,36	28,44	3,31	0,104	1,04		
SM4PSPH-5-1	50	48,04	19,45	24,74	4,56	0,132	1,39	0,41	0,97
Promedio		47,07	21,78	27,70	3,92	0,129	1,13	0,50	1,69
Desvest		1,38	2,88	3,66	1,25	0,031	0,30	0,13	1,02
Máximo		48,21	25,14	31,97	5,38	0,181	1,39	0,60	2,41
Mínimo		44,93	18,24	23,20	2,12	0,104	0,65	0,41	0,97

Tabla 18: Para el mineral (PSPH), en las condiciones actuales de la E.C.G.

Código	No Exp.	Mineral Reducido							
		Contenido prom. %							
		Fe	Fe2+	FeO	Fe ^o	Co ^o	Ni ^o	S	C
PS,PH-1-23	26	47,60	17,46	22,20	2,94	0,108	1,08		
Promedio		47,60	17,46	22,20	2,94	0,108	1,08		
Máximo		47,60	17,46	22,20	2,94	0,108	1,08		
Mínimo		47,60	17,46	22,20	2,94	0,108	1,08		



Código	No Exp.	Mineral Reducido							
		Contenido prom. %							
		Fe	Fe2+	FeO	Fe ^o	Co ^o	Ni ^o	S	C
PS,PH-2-242	43	44,93	24,59	31,27	2,8	0,091	1,03	0,38	0,81
Promedio		44,93	24,59	31,28	2,80	0,091	1,03	0,38	0,81
Máximo		44,93	24,59	31,28	2,80	0,091	1,03	0,38	0,81
Mínimo		44,93	24,59	31,28	2,80	0,091	1,03	0,38	0,81

Código	No Exp.	Mineral Reducido							
		Contenido prom. %							
		Fe	Fe2+	FeO	Fe ^o	Co ^o	Ni ^o	S	C
PS,PH-3-261	45	48,54	25,03	31,83	3,59	0,118	1,22	0,60	2,41
Promedio		48,54	25,03	31,84	3,59	0,118	1,22	0,60	2,41
Máximo		48,54	25,03	31,84	3,59	0,118	1,22	0,60	2,41
Mínimo		48,54	25,03	31,84	3,59	0,118	1,22	0,60	2,41

Código	No Exp.	Mineral Reducido							
		Contenido prom. %							
		Fe	Fe2+	FeO	Fe ^o	Co ^o	Ni ^o	S	C
PS,PH-4-282	29	49,8	19,02	24,19	3,87	0,130	1,38		
Promedio		49,80	19,02	24,19	3,87	0,130	1,38		
Máximo		49,80	19,02	24,19	3,87	0,130	1,38		
Mínimo		49,80	19,02	24,19	3,87	0,130	1,38		

Código	No Exp.	Mineral Reducido							
		Contenido prom. %							
		Fe	Fe2+	FeO	Fe ^o	Co ^o	Ni ^o	S	C
PS,PH-3-301	31	49,11	24,59	31,27	3,01	0,116	1,16		
PS,PH-4-301	37	38,66	21,78	27,7	2,07	0,064	0,77		
PS,PH-1-302	40	47,20	19,68	25,03	4,36	0,09	1,13		
Promedio		44,99	22,02	28,00	3,15	0,090	1,02		
Desvest		5,56	2,46	3,13	1,15	0,026	0,22		
Máximo		49,11	24,59	31,27	4,36	0,116	1,16		
Mínimo		38,66	19,68	25,03	2,07	0,064	0,77		

Código	No Exp.	Mineral Reducido							
		Contenido prom. %							
		Fe	Fe2+	FeO	Fe ^o	Co ^o	Ni ^o	S	C
PS,PH-2-22	47	47,90	24,92	31,69	3,58	0,109	0,94		
Promedio		47,90	24,92	31,70	3,58	0,109	0,94		
Máximo		47,90	24,92	31,70	3,58	0,109	0,94		
Mínimo		47,90	24,92	31,70	3,58	0,109	0,94		

Tabla 19: Para el mineral de descarga de los secaderos (SM4), en las condiciones actuales de la E.C.G.

Código	No Exp.	Mineral Reducido							
		Contenido prom. %							
		Fe	Fe2+	FeO	Fe ^o	Co ^o	Ni ^o	S	C
SM4-1-231	32	42,15	23,51	29,9	2,07	0,07	0,637		
SM4-2-232	33	38,66	23,73	30,18	2,56	0,065	0,798		



SM4-2-232	37	44.24	27.52	35	2.31	0.087	0.678		
Promedio		41,68	24,92	31,69	2,31	0,075	0,70		
Desvest		2,82	2,25	2,87	0,25	0,011	0,08		
Máximo		44,24	27,52	35,00	2,56	0,087	0,80		
Mínimo		38,66	23,51	29,90	2,07	0,065	0,64		

Código	No Exp.	Mineral Reducido							
		Contenido prom. %							
		Fe	Fe2+	FeO	Fe°	Co°	Ni°	S	C
SM4-1-241	35	36,57	24,05	30,59	1,06	0,044	0,81		
SM4-2-241	36	41,97	24,81	31,55	2,02	0,041	0,60		
Promedio		3,27	24,43	31,07	1,54	0,043	0,70		
Desvest		3,82	0,54	0,68	0,68	0,002	0,15		
Máximo		41,97	24,81	31,55	2,02	0,044	0,81		
Mínimo		36,57	24,05	30,59	1,06	0,041	0,60		

Código	No Exp.	Mineral Reducido							
		Contenido prom. %							
		Fe	Fe2+	FeO	Fe°	Co°	Ni°	S	C
SM4-1-262	36	42,67	23,84	30,32	3,47	0,097	1,23		
SM4-2-261	38	47,90	24,81	31,55	2,41	0,095	1,16		
Promedio		45,29	24,33	30,94	2,94	0,096	1,20		
Desvest		3,70	0,69	0,87	0,75	0,001	0,05		
Máximo		47,90	24,81	31,55	3,47	0,097	1,23		
Mínimo		42,67	23,84	30,32	2,41	0,095	1,16		



Código	No Exp.	Mineral Reducido							
		Contenido prom. %							
		Fe	Fe2+	FeO	Fe ⁰	Co ⁰	Ni ⁰	S	C
SM4-1-281	33	40,06	23,62	30,04	2,65	0,081	1,20		
SM4-2-282	34	42,32	23,62	30,04	2,03	0,066	0,776	0,010	1,69
Promedio		41,19	23,62	30,04	2,34	0,074	0,99	0,01	1,69
Desvest		1,60	0,00	0,00	0,44	0,011	0,30		
Máximo		42,32	23,62	30,04	2,65	0,081	1,20	0,01	1,69
Mínimo		40,06	23,62	30,04	2,03	0,066	0,78	0,01	1,69

Código	Exp.	Contenido prom. %							
		Fe	Fe2+	FeO	Fe ⁰	Co ⁰	Ni ⁰	S	C
SM4-1-301	34	37,62	21,45	27,28	2,34	0,059	0,83		
SM4-2-302	35	40,41	24,38	31,01	2,56	0,070	0,87		
Promedio		39,02	22,92	29,15	2,45	0,065	0,85		
Desvest		1,97	2,07	2,64	0,16	0,008	0,03		
Máximo		40,41	24,38	31,01	2,56	0,070	0,87		
Mínimo		37,62	21,45	27,28	2,34	0,059	0,83		