



REPÚBLICA DE CUBA
MINISTERIO DE EDUCACIÓN SUPERIOR
INSTITUTO SUPERIOR MINERO METALÚRGICO DE MOA
“DR. ANTONIO NÚÑEZ JIMÉNEZ”
FACULTAD DE METALÚRGIA Y ELECTROMECAÁNICA
DEPARTAMENTO DE METALÚRGIA

REDUCCIÓN DE NÍQUEL Y COBALTO EN HORNO DE MÚLTIPLES SOLERAS

Trabajo de diploma en opción al título de
Ingeniero Metalúrgico

Osvaldo Guilarte Turro

Moa
2011



REPÚBLICA DE CUBA
MINISTERIO DE EDUCACIÓN SUPERIOR
INSTITUTO SUPERIOR MINERO METALÚRGICO DE MOA
“DR. ANTONIO NÚÑEZ JIMÉNEZ”
FACULTAD DE METALÚRGIA Y ELECTROMECAÁNICA
DEPARTAMENTO DE METALÚRGIA

REDUCCIÓN DE NÍQUEL Y COBALTO EN HORNO DE MÚLTIPLES SOLERAS

Trabajo de diploma en opción al título de
Ingeniero Metalúrgico

Autor: Osvaldo Guilarte Turro.

Tutores: Prof. Inst., Ing. Jorge Luis Rodríguez Serrano.

Prof. Inst., Ing. Orleidy Loyola Breffe

Moa
2011

ÍNDICE

	Pág
INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO 1. FUNDAMENTOS TEÓRICOS DE LA INVESTIGACIÓN	7
1.1 Trabajos referentes a la cinética de las reacciones químicas en el proceso de reducción con el empleo de petróleo aditivo.	8
1.2 Trabajos realizados sobre el aprovechamiento del calor y la energía.	10
1.3 Trabajos relacionados con la Influencia de la composición mineralógica en el proceso de reducción.	10
1.4 Transformaciones físico - químicas principales en las diferentes zonas del horno de reducción.	13
1.5 Particularidades del proceso de reducción en las menas lateríticas.	16
1.6 Factores que Influyen en la operación óptima del Horno de Reducción.	20
1.7 Características generales de los hornos de reducción en la empresa Ernesto Che Guevara	23
1.7.1 Datos técnicos de la instalación	24
1.8 Conclusiones del capítulo	25
CAPITULO 2. MATERIALES Y MÉTODOS	26
2.1 Toma de las muestras y mediciones.	27
2.2 Equipos y métodos utilizados en la determinación de los resultados.	28
2.2.1 Espectrofotometría de absorción atómica	28
2.2.2 Fluorescencia de Rayos X.	29
2.2.3 Determinación de azufre y carbón	30
2.2.4 Determinación de Gases	31
2.2.5 Determinación de la Granulometría	31
2.3. Esquema de la instalación utilizada en la investigación	32
2.3.1. Equipo utilizado para la toma de la muestra de mineral reducido en loshogares.	33
2.4 Variantes de experimentación utilizadas en la investigación.	34

	Pág
2.5 Metodología utilizada para el cálculo del extractable	35
2.6 Conclusiones del capítulo.	36
CAPITULO 3. ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS	37
3.1 Resultados Experimentales.	37
3.1.1 Comportamiento del perfil térmico en cámaras y hogares del horno para las cuatro variantes	38
3.1.2 Comportamiento de los perfiles gaseosos en los hogares en las cuatro variantes empleadas.	40
3.1.3 Comportamiento del contenido de hierro metálico en el mineral reducido por hogares para las cuatro variantes	42
3.1.4 Comportamiento de la granulometría en los diferentes hogares del horno en las cuatro variantes empleadas	43
3.1.5 Comportamiento del extractable de níquel y cobalto en las cuatro variantes empleadas para diferentes hogares	45
3.1.6 Comportamiento de las extracciones relativas y mentalización de níquel y cobalto en las cuatro variantes empleadas	46
3.2 Análisis económico preliminar.	49
3.3 Valoración medioambiental	52
3.4 Conclusiones del capítulo 3	53
CONCLUSIONES GENERALES	54
RECOMENDACIONES	55
BIBLIOGRAFIA	56
ANEXOS	--

INTRODUCCIÓN

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, "*Comandante Pedro Soto Alba*" y de Nicaro "*Comandante Rene Ramos Latour*" y la posible construcción de una nueva planta de níquel, la que, 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. Ya en agosto de 1973, se elaboró por el "*Instituto Cubano de Importación para la Minería y Metalurgia*" de la República de Cuba y la Asociación Nacional de la URSS "*Tsvietmetpromexporf*", el contrato N° 60800, para la elaboración del proyecto técnico de las Plantas de Punta Gorda. Dicho contrato sirvió como base para la proyección de esta planta de níquel.

La misma se construye a base del proyecto técnico elaborado por el Instituto "*Guiproniquel*" 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.

En función del desarrollo de la industria del Níquel, fue realizado un sin número de pruebas investigativas con los minerales lateríticos del Yacimiento de Punta Gorda por parte de "*Guiproniquel*" y del "*Centro de Proyectos de la Industria Minero-Metalúrgica*". Esta última entidad que rectoraba la aplicación y desarrollo de la ciencia y la técnica en la esfera del níquel en Cuba en aquel entonces.

El proceso de arranque de la fábrica presentó serias dificultades en sus inicios, debido a que esta era la primera experiencia en el uso de una tecnología tan avanzada realizada por la colaboración extranjera y el esfuerzo mancomunado de nuestros especialistas y obreros en general.

A pesar de los problemas técnicos presentados para el arranque, el 17 de octubre de 1985 se entrega la planta de tratamiento de agua, primera planta del proceso que se pone a punto para su explotación, la cual permitiría el abastecimiento de agua por el sistema compuesto por la presa derivadora (con una capacidad de embalse de dos millones 820 mil metros cúbicos), una estación de bombeo, la planta potabilizadora y la conductora maestra, más adelante, el 17 de enero de 1986 se pone en marcha el Secadero No.1 de la planta de Preparación de Mineral y a pesar de todas las dificultades presentadas, el 27 de enero de ese mismo año a las 11:51 AM, se produce la primera producción de níquel denominada "Níquel de la Victoria", la cual recorrió el municipio de Moa junto a miles de hombres que lo hicieron posible.

Para llegar a estos resultados, principalmente se realizaron diversas pruebas, con el mineral del yacimiento del Punta Gorda en la Planta Piloto de Nicaro.

Al comienzo de ellas se reveló la baja velocidad de sedimentación de los minerales reducidos del yacimiento Punta Gorda, con respecto a los minerales reducidos de los yacimientos de Nicaro, los que hicieron poner en dudas la utilización del proceso Carón y la construcción de una futura planta comercial en la localidad de Moa en colaboración con el Estado Soviético.

Estas pruebas arrojaron que la disolución del níquel del mineral reducido del yacimiento Punta Gorda era mucho menor que la del mineral reducido de los yacimientos de Nicaro, debido principalmente a que los parámetros del proceso de reducción eran ajustados para los minerales de Nicaro, mostrando de esta forma la variabilidad en la génesis, desde el punto de vista químico-mineralógico de las menas que componen los minerales de la corteza de intemperismo de las rocas ultrabásicas y la necesidad de variar su tratamiento por la tecnología carbonato-amoniaco.

En honor a la dedicación que mostró el Comandante Ernesto Che Guevara como Ministro de Industrias al Plan de Desarrollo de la Costa Norte de Oriente, en especial en la región de Moa, se acordó que la primera empresa de níquel construida con

posterioridad al triunfo de la Revolución Cubana, llevaría el nombre del Guerrillero Heroico.

La caída del campo socialista tuvo una gran repercusión en todo el país, por la afectación que provocó en la economía cubana. La Empresa “Comandante Ernesto Che Guevara” (Punta Gorda), sufrió grandemente los embates del período especial, al verse afectada la colaboración soviética y de los países miembros del CAME. Independientemente de lo ocurrido en el Campo Socialista, el 13 de noviembre de 1995 por primera vez en la historia de la Empresa, se rompe récord productivo para un mes, arribando a las 11 000 toneladas de níquel, bajo la Dirección Cubana, como "Empresa Socialista", lo cual constituye el despegue productivo de esta gran industria.

A partir de este momento la empresa logra mantener un ritmo productivo anual que le permite implantar nuevos récords de producción hasta lograr alcanzar su capacidad de diseño de 30 000 toneladas de níquel más cobalto alto anual en el año 1999 e incluso sobrepasarla. Este volumen productivo se sobrecumplió en el año 2000 al producirse 31 500 toneladas.

Entre las proyecciones de trabajo actuales más estratégicas de la Empresa Comandante Ernesto Che Guevara se encuentran el incremento progresivo de los volúmenes productivos hasta alcanzar valores muy por encima de los de diseño.

Actualmente en los procesos productivos juega un papel importante la introducción de los logros científico-técnicos, como factor en la solución de las contradicciones entre la ciencia y las esferas productivas dentro un ambiente multidimensional, desde el punto de vista socio-económico y socio-ambiental.

El proyecto se enmarca en el desarrollo y comprobaciones de la basta experiencia obtenida no solo en Cuba, sino también en el extranjero desde los albores de la propia tecnología desarrollada por el profesor Dr. Hendricus Martinicus Caron. El Dr.

Caron mostró que entre los factores que pueden acrecentar el efecto de pérdidas de níquel y cobalto son las altas temperaturas de la pulpa, y por esa razón es obvio que las temperaturas de éstas deben ser moderadas para obtener recuperaciones altas, específicamente del cobalto y en menor grado la del níquel, ya que la temperatura actúa negativamente sobre la solubilidad del oxígeno en la solución carbonato-amoniaco y que éstas, al elevarse provocan además pérdidas de amoníaco por evaporación.

Diversos autores han demostrado, a escala de laboratorio, que para obtener la mayor recuperación de níquel y cobalto en el proceso carbonato-amoniaco es necesario llevar el proceso al límite tal de la reducción máxima de níquel y cobalto metálico y la mínima del hierro metálico en el proceso de calcinación reductora.

El proceso carbonato-amoniaco tiene como mayor defecto, el relacionado con la falta de correspondencia entre los regímenes de temperatura de la reducción, el perfil gaseoso y los que requieren los minerales serpentínicos y lateríticos, que provocan consumos energéticos excesivamente altos y una baja extracción de los componentes valiosos en la lixiviación.

Actualmente se conoce que las pérdidas mencionadas se deben a la formación de estructuras mineralógicas de espínelas de hierro, olivinos y piroxenos que atrapan al níquel y al cobalto en el proceso de reducción en forma de óxidos y en menor grado en estado metálico, y a la aparición de altos contenidos de hierro metálico en el mineral reducido, lo que provoca en la solución que disminuya la extracción de níquel y cobalto en el proceso de lixiviación.

Teniendo en cuenta los aspectos antes mencionados se considera como situación problemática lo siguiente:

Situación problemática: La explotación de nuevos yacimientos con un alto contenido de Cobalto por las nuevas características del mineral alimentado, aparejado al incremento de los precios de los insumos fundamentales para lograr la producción de

níquel y cobalto, además del incremento de los precios de estos metales en el mercado internacional, constituyen la base fundamental para buscar alternativas que permitan aumentar su recuperación y con ello disminuir los costos de producción.

A partir de la situación problemita planteada, el problema científico se define de la forma siguiente:

Problema científico: El insuficiente conocimiento de la influencia de los principales parámetros operacionales en el proceso de reducción que impide incrementar el extractable de níquel y cobalto en la empresa “Comandante Ernesto Che Guevara.”

Objeto de investigación: El proceso de tostación reductora de los minerales en la Planta de Hornos de Reducción de la empresa “Comandante Ernesto Che Guevara”.

Hipótesis científica: Las variación de los principales parámetros tecnológicos en el proceso de tostación reductora, podrá determinar el comportamiento del extractable del níquel y el cobalto en la planta de hornos de reducción de la empresa “Comandante Ernesto Che Guevara”.

Objetivo general del trabajo: Experimentar el comportamiento del extractable del níquel y cobalto en el proceso de reducción bajo determinadas condiciones de operación del horno.

Para dar solución al objetivo general se definen los siguientes **objetivos específicos**:

1. Caracterizar las menas alimentadas al proceso de reducción;
2. Determinar el grado de metalización y extracciones del níquel, cobalto y metalización del hierro en las diferentes zonas del horno;
3. Determinar los parámetros de operación normal en la planta de hornos de reducción;
4. Valorar los efectos económico y medioambiental.

Campo de acción: La tostación reductora y el comportamiento del extractable de níquel y el cobalto en los hornos de múltiples soleras de la empresa “Comandante Ernesto Che Guevara”.

Los resultados esperados al concluir el trabajo son los siguientes:

1. Correlación de las variables que determinan el extractable de níquel y cobalto durante el proceso de tostación reductora en hornos de múltiples soleras.
2. Los ajustes de los parámetros, que permiten controlar las operaciones de reducción optimizando la eficiencia, lográndose un incremento de la producción y disminución de los costos de producción.
3. Empleo racional de los minerales como recurso no renovable.
4. Mitigar el efecto nocivo al medio ambiente.

CAPÍTULO 1 FUNDAMENTOS TEÓRICOS DE LA INVESTIGACIÓN

Introducción

En la realización de cada trabajo investigativo es necesario realizar una amplia revisión bibliográfica de los antecedentes de la temática a investigar, posibilitando entender teóricamente el tema de estudio y la comprensión de la situación actual que se encuentra el campo de investigación. En el proceso de reducción de la tecnología Caron, mediante el empleo de los Hornos de Múltiples Soleras, se han efectuado varias investigaciones que demuestran la importancia de la temática en cuestión.

El proceso carbonato-amoniaco tiene como mayor defecto, el relacionado con la falta de correspondencia entre los regímenes de temperatura de la reducción, el perfil gaseoso y los que requieren los minerales serpentínicos y lateríticos, que provocan consumos energéticos excesivamente altos y una baja extracción de los componentes valiosos en la lixiviación.

Actualmente se conoce que las pérdidas mencionadas se deben a la formación de estructuras mineralógicas de espínelas de hierro, olivinos y piroxenos que atrapan al níquel y al cobalto en el proceso de reducción en forma de óxidos y en menor grado en estado metálico, y a la aparición de altos contenidos de hierro metálico en el mineral reducido, lo que provoca en la solución que disminuya la extracción de níquel y cobalto en el proceso de lixiviación.

A continuación se expondrán los principales temas relacionados con la tecnología de reducción:

- Trabajos referentes a la cinética de las reacciones químicas en el proceso de reducción con el empleo de petróleo aditivo.
- Trabajos realizados sobre el aprovechamiento de calor y la energía.
- Trabajos relacionados con la Influencia de la composición mineralógica en el proceso de reducción.
- Transformaciones físico - químicas principales en las diferentes zonas del horno de reducción.
- Particularidades del proceso de reducción en las menas lateríticas.
- Factores que Influyen en la operación óptima del Horno de Reducción.
- Características generales de los hornos de reducción en la empresa Ernesto Che Guevara.

En el presente capítulo se expondrán datos de operación de los Hornos de Reducción en otras plantas con la tecnología Caron, así como las dimensiones fundamentales de lo que constituirá la unidad demostrativa de confirmación o producción para este trabajo.

1.1. Trabajos referentes a la cinética de las reacciones químicas en el proceso de reducción con el empleo de petróleo aditivo

La reducción del mineral mediante el uso de agentes reductores procedentes del fuel-oil es un fenómeno químico que gobierna las reacciones químicas. En su trabajo sobre el tema Castellanos, J y otros (1979) exponen que el sistema en cuestión es heterogéneo debido a que la materia que lo compone se encuentra en diferentes estados de agregación. Las porciones físicamente distintas de un sistema heterogéneo se conocen con el nombre de fase y se encuentran separadas por límites definidos, en este caso el mineral constituye una fase sólida y los gases producto de la combustión y craqueo constituyen la gaseosa.

En su trabajo sobre la introducción del petróleo aditivo en los hornos de la Empresa Ernesto Che Guevara, Alepúz, H y otros (1993), explica el efecto positivo del uso del

petróleo aditivo en el incremento de los extractables de níquel y cobalto al potenciarse la atmósfera reductora dentro del horno, se describen las principales reacciones químicas que ocurren dentro del horno al emplear el petróleo mezclado previamente con el mineral a alimentar al proceso de reducción en el horno de múltiples soleras.

Este trabajo da una visión de la influencia en el proceso de reducción del empleo del petróleo aditivo como catalizador de las reacciones de reducción. Además establece las principales fases que componen este sistema heterogéneo de gran complejidad. Con el conocimiento de estos factores se podrá dar un enfoque más acertado para mejorar la reducción del mineral.

Por su parte, Rodríguez, M. (1976) en sus experiencias en las fábricas de Nicaro y Moa plantea que el modelo cinético que se adecua es el del centro sin reaccionar, de igual forma en prueba realizada en la Planta Piloto de Nicaro considera que en este sistema gas-sólido para que ocurra la reacción se deben conocer varios pasos:

- Difusión del gas hacia el sólido
- Absorción de la fase gaseosa
- Reacción química en la superficie sólida
- Desorción de los productos gaseosos
- Difusión de los productos gaseosos

Los trabajos mencionados exponen el modelo cinético y los pasos necesarios para que se lleve a cabo el proceso de reducción. La velocidad de reacción va a estar determinada por la difusión del gas al interior de las partículas y la concentración de agentes reductores. Todo esto posibilita una mejor comprensión del proceso de reducción, así como en la interpretación de resultados, teniendo en cuenta que de un buen desarrollo de la cinética de reacción depende el empleo eficiente de los gases reductores en el horno.

1.2. Trabajos realizados sobre el aprovechamiento de calor y la energía

Uno de los trabajos consultados resultó ser el de González, R. (1979) sobre el aire secundario en los hogares 4 y 6, donde expresó que se puede aprovechar el poder calorífico de estos gases en los hogares, lo cual posibilita una disminución del consumo de combustible y mejora la eficiencia energética del horno.

En este trabajo se da una panorámica de cómo se puede disminuir el consumo de fuel-oil aprovechando valores calóricos que con anterioridad no eran recuperados, además de perfeccionar la operación del horno.

Además, Pineda Marín, A y otros (1980) desarrollan una serie de métodos para contabilizar de forma más eficiente las pérdidas de calor por orificios y mirillas del horno, así como el cálculo del calor químico y calor sensible, lo que posibilita tener vías de cómo enfocar las pérdidas de energía al medio ambiente, además de exponer diferentes formas de cálculos en dependencia de las condiciones existentes de operación. Con lo que se logra un acercamiento a las pérdidas reales por estos conceptos, demostrando una evaluación real del problema.

1.3. Trabajos relacionados con la Influencia de la composición mineralógica en el proceso de reducción

Luego de una rigurosa revisión bibliográfica de la temática en cuestión, se puede decir que en las pruebas especiales realizadas con mineral de Punta Gorda por Arrebola, A y otros (1972) llegaron a la conclusión, que la dilución del níquel en el mineral reducido de este yacimiento es menor que el que se alcanza en la planta de Nicaro. La explicación de este comportamiento es por la variación de la composición entre los elementos níquel, cobalto y hierro, lo cual pudiera estar dado por un mejor método de muestreo o una menor composición de elementos estériles o diluyentes en el mineral de Punta Gorda, demostrando de cuanto puede variar la composición química mineralógica en una misma mena.

El proceso como tal presenta factores que provocan pérdidas de níquel, lo que se puede apreciar en el trabajo de Chang Cardona, R. A. (1999) en el artículo publicado en la revista Minería-Geología, donde expone las principales pérdidas de níquel y los riesgos que las causan haciendo énfasis en la tostación reductora de los minerales lateríticos. Los riesgos de pérdidas se exponen por zonas, a continuación se detallan los más significativos:

- En la zona de calentamiento las pérdidas de níquel son provocadas por la variación de la temperatura del mineral en forma de espinelas $[\text{Ni} \cdot \text{Fe}_{(3)}\text{O}_4]$, óxidos de $\text{Fe}[\text{Ni}_{(1-\gamma)}\text{Fe}_\gamma\text{O}]$. Un efecto similar ocurre con las partículas menores de 0,0020 mm y en especial las de 0,0010 mm debido al efecto de recalentamiento provocado por la naturaleza de su superficie activa y su variación en el comportamiento termodinámico.
- En la zona de transición las pérdidas de níquel debido a la disociación de los minerales silicatados cuya formación de productos amorfos provoca una cristalización más temprana de estos minerales en forma de espinelas complejas de silicatos de aluminio y hierro dentro de los cuales se puede encontrar el óxido de níquel libre.
- En la zona de reducción las pérdidas de níquel debido al riesgo de la zona anterior se adicionan a la descomposición de los silicatos de magnesio representando una masa significativa con relación a la reducción de los otros compuestos. Las pérdidas con la masa de minerales del grupo de la serpentina y espinelas que no se descomponen totalmente en el tiempo de retención del mineral en el horno y por la insuficiente temperatura para que se efectúe la descomposición resultan una limitación del proceso tecnológico en el tratamiento de mayor cantidad de minerales típicos del horizonte de la serpentina alterada.

El exceso de energía en la zona de calentamiento hace descomponer parte del fuel-oil provocando pérdidas del mineral a la atmósfera y contaminación ambiental por el exceso de monóxido e hidrógeno en los gases de salida del horno, al no poder ser alimentados al sistema de recuperación de polvo. Además, esto provoca que se

pierda parte de la masa de reductor aportada por el aditivo, aumentando el consumo de combustible e ineficacia del proceso de reducción. Debido a esto se proponen direcciones de trabajo que coinciden con la concepción de esta investigación para mejorar los parámetros tecnológicos y productivos del proceso, mediante la profundización en las investigaciones cinético-energéticas con el objetivo de crear un software de simulación que permita la automatización activa y compensadora de suministro de energía por zona u hogares en correspondencia de la calidad en la mena alimentada o en proyección de alimentación a fábrica.

Los minerales de la corteza de intemperismo de las rocas ultrabásicas conservan generalmente sus propiedades particulares (especialmente la descomposición térmica) al ser sometidos a determinados procesos industriales, independientemente de la pequeñez de la granulometría alcanzada durante su preparación mecánica y del rigor con que se haya efectuado el proceso de la llamada homogeneización de los minerales, evaluados desde el punto de vista químico, empleados generalmente en el proceso industrial” (Miranda *et al.*, 1996).

El estudio mineralógico llevado a cabo durante años de trabajo combinado con pruebas a escala de banco y pilotos (Nicaro, Yagrumaje y Punta Gorda), de los yacimientos lateríticos y la experiencias de otras pruebas y caracterizaciones realizadas por (Hills, 1938), (Caron, 1950), (Presilla, 1965), (Ventura, 1965, 1972 y 1976), (Konoïuk, 1970), (Castellanos, 1974 y 1980), (Ostroumov *et al.*, 1985 y 1987), (Rojas P., 1993 y 1995), (Chang, 1997), (Alepúz *et al.*, 1990, 1998 y 2003) y más reciente por (Valix *et al.*, 2001) nos ha permitido descifrar una nueva interpretación químico-mineralógica y las posibles pérdidas e incrementos de la extracciones de Níquel y Cobalto en la tecnología carbonato-amoniacal.

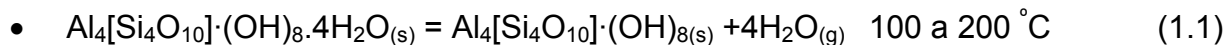
Además permite ampliar la base de conocimientos químico-mineralógicos que permitan establecer los cambios que experimentan las diversas menas durante los procesos de calcinación reductora y la lixiviación de los minerales lateríticos y serpentínicos.

1.4. Transformaciones físico - químicas principales en las diferentes zonas del horno de reducción

El horno de reducción como reactor químico se divide en tres zonas fundamentales, la de calentamiento, la de transición y la de reducción. Seguidamente se da un pequeño bosquejo de las principales transformaciones que le suceden a la mena alimentada.

La zona de calentamiento está comprendida entre los hogares del cero (0) al seis (6), alcanzándose temperaturas de mineral en el rango de (95 a 590) °C . En esta primera zona ocurre el debilitamiento de la estructura cristalina de algunos de los compuestos o minerales que conforman la mena, teniendo lugar las reacciones de descomposición de la Nontronita, Halloysita, Gibbsita y Goethita, simultáneamente se evapora el agua física de forma gradual; además puede ocurrir la reducción parcial adelantada de la magnetita y los óxidos de níquel y cobalto. A continuación se muestran las principales reacciones que tienen lugar, así como el rango de temperatura aproximado de ocurrencia de estas:

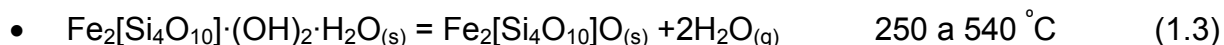
Nontronita



Halloysita,



Gibbsita

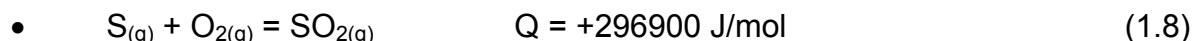
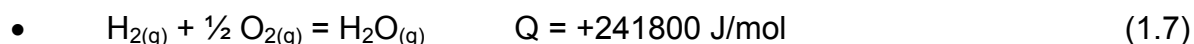
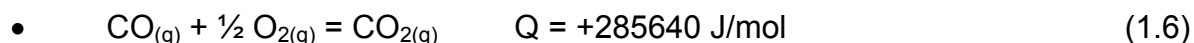
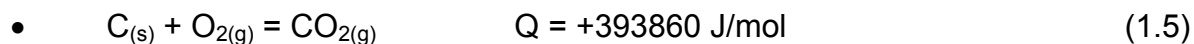


Goethita

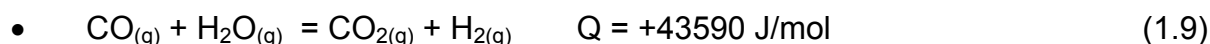


Para el sistema gas - petróleo aditivo, la temperatura de los gases en régimen de operación normal oscila, entre los 690 y 800 °C en los hogares cuatro (4) y seis (6). A esta temperatura puede ocurrir el craqueo del petróleo aditivo y la inflamación del petróleo, proporcionando una mezcla de monóxido de carbono e hidrógeno, como productos de interés para el proceso en cuestión. Por tanto, a partir de estos hogares

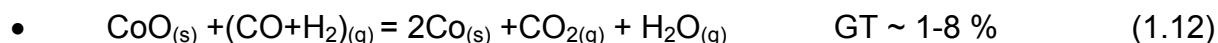
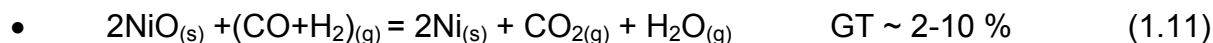
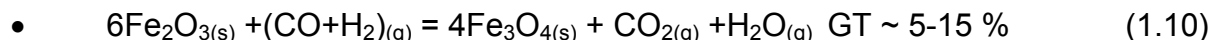
será probable la ocurrencia de las reacciones siguientes:



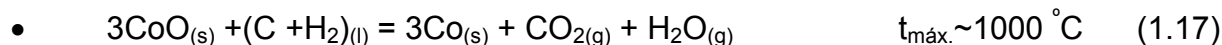
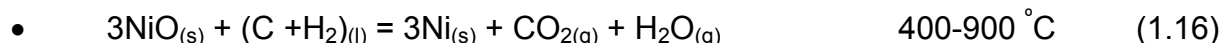
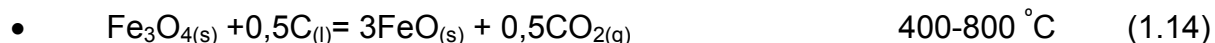
Existe la probabilidad de ocurrencia de otra reacción química con la presencia del vapor de agua del secado y el de los gases tecnológicos productos de la combustión del fuel-oil en la parte superior del horno:



En el sistema sólido – petróleo no catalítico aislado es posible la ocurrencia de la reducción de los óxidos de hierro, níquel y cobalto, contribuyendo al incremento de la productividad y eficiencia:

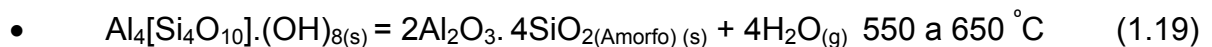


Las reacciones de reducción con petróleo aditivo en condiciones teóricas de reducción son las siguientes:

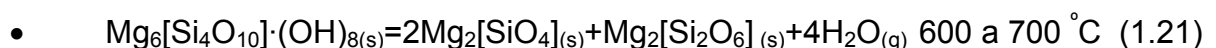


El agente reductor gaseoso se garantiza con el petróleo aditivo craqueado en la superficie del sólido, difundiéndose al interior de la partícula según el modelo cinético centro sin reaccionar.

En la zona de transición puede efectuarse la reducción parcial más la disociación de compuestos, la misma está comprendida desde el hogar siete (7) al hogar nueve (9) y se manejan temperaturas de mineral en el rango de (600 a 625) °C . En esta segunda zona comienzan a disociarse los compuestos cuyos productos son amorfos, además ocurre la reacción del petróleo aditivo unido a los productos de la combustión en las cámaras, con la probabilidad elevada de ocurrencia de 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:



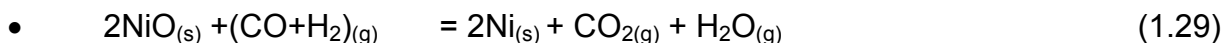
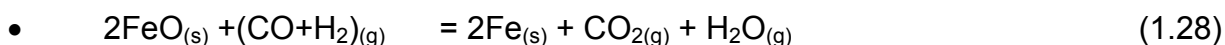
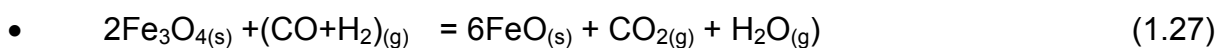
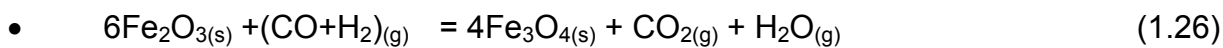
La zona de reducción está comprendida desde el hogar H10 al H16 con temperaturas de mineral en el orden de (660 a 760) °C . En esta tercera zona tiene lugar la disociación de la Lizardita o serpentina, la que pierde el agua de constitución estructural junto a la de los compuestos disociados de la misma como es el caso de la Fosterita, y la Enstatita, la cual compite con la reducción del óxido de níquel. Además de llevarse a cabo la reacción del 60 % de carbono en el petróleo aditivo y tecnológico, concluyendo de este modo la reducción de los óxidos de hierro, níquel y cobalto. A continuación se muestran las principales reacciones que ocurren:



En esta fase culmina la disociación e interacción de:

- $2\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 4\text{SiO}_{2(\text{Amorfo})} - \text{termina la estructura } (\text{OH})_{8(s)} = 2\text{Al}_2\text{O}_{3(s)} + 4\text{SiO}_{2(s)} \quad (1.23)$
- $\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 4\text{SiO}_{2(\text{Amorfo})} - \text{continúa su interacción} \quad (1.24)$
- $\alpha\text{SiO}_{2(s)} = \beta\text{SiO}_{2(s)} - \text{continúa su transformación} \quad (1.25)$

Las reacciones de reducción de los óxidos de hierro, níquel y cobalto son:



1.5. Particularidades del proceso de reducción en las menas lateríticas

El proceso de reducción es complejo. El mismo es un proceso heterogéneo y ocurre fundamentalmente, en la interfase sólida y gaseosa, y la velocidad de reacción va a estar determinada principalmente por la difusión del gas al interior de las partículas, por la concentración de agentes reductores y la velocidad con que se han desalojado los productos de la reacción del seno de cada partícula.

El mineral que se procese denominado laterítico y serpentínico tiene su diferencia en cuanto a su composición química, por tal motivo el tratamiento que se le da durante la operación de reducción también tiene sus diferencias, por ejemplo:

El mineral laterítico caracterizado por su mayor contenido de hierro está formado por una serie de óxidos de hierro como son Hematita: Fe_2O_3 ; Goethita: $\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$;

Magnetita: FeOFe_2O_3 ; Limonita: $2\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$ y Cromita: FeOCr_2O_3

En estos minerales se encuentra presente el níquel y su reducción es bastante sencilla, una excelente reducción se puede lograr a 480°C aproximadamente.

Además con estos minerales se alcanza una alta fineza, lo cual ayuda positivamente al proceso al proporcionar una mayor superficie activa o de contacto del mineral con la fase gaseosa. Sin embargo, el mineral serpentínico está formado principalmente por silicatos hidratados, como la Gentita por lo que se requiere de otras condiciones en cuanto al calentamiento y operación del horno.

Las investigaciones han demostrado que las extracciones a partir del mineral laterítico son mayores que las que pueden ser obtenidas con las serpentinas, pero la recuperación que pueden brindarnos la mezcla de serpentina y laterita es superior a la obtenida con serpentina sola, siendo la misma de un rango tecnológicamente aceptable.

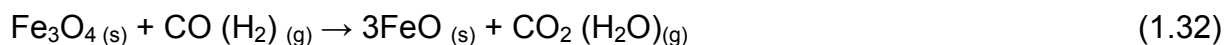
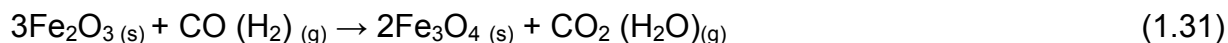
Se observa que la laterita se reduce hasta un 90 % sin embargo, la serpentina no pasa de un 75 % se observa también que la mezcla de ambos da una buena extracción, por lo que en la práctica se trabaja con una relación 3:1, ósea tres partes de laterita por una de serpentina.

El calentamiento al mineral serpentínico es de suma importancia, ya que se ha verificado una correlación entre la velocidad de calentamiento durante la reducción y la liberación del agua combinada con el mineral, lo cual explica satisfactoriamente la razón del porque cuando la velocidad del calentamiento es alta la recuperación es pobre.

Las moléculas de los silicatos complejos deben ir perdiendo el agua paulatinamente hasta el momento de su liberación total, que es cuando puede ser reducido el óxido de níquel presente en ellos. Si en este momento la concentración de reductores no es suficiente, los óxidos componentes se reagrupan nuevamente formando silicatos esta vez deshidratados que requieren condiciones más severas de temperaturas que en nuestro caso no son posibles de alcanzar para su reducción.

El proceso de reducción está encaminado a lograr una selectividad tal que permita máximas extracciones de níquel y mínima de hierro teniendo en cuenta que la fracción magnética es la que más favorece la lixiviación amoniacal.

La reducción del hierro ocurre por el siguiente esquema.



La última reacción no es conveniente por las pérdidas que ocasionan en lixiviación. El compuesto FeO se descompone a bajas temperaturas.

La figura 1 que a continuación se presenta muestra el equilibrio en los sistemas Fe-C-O y Ni-C-O:

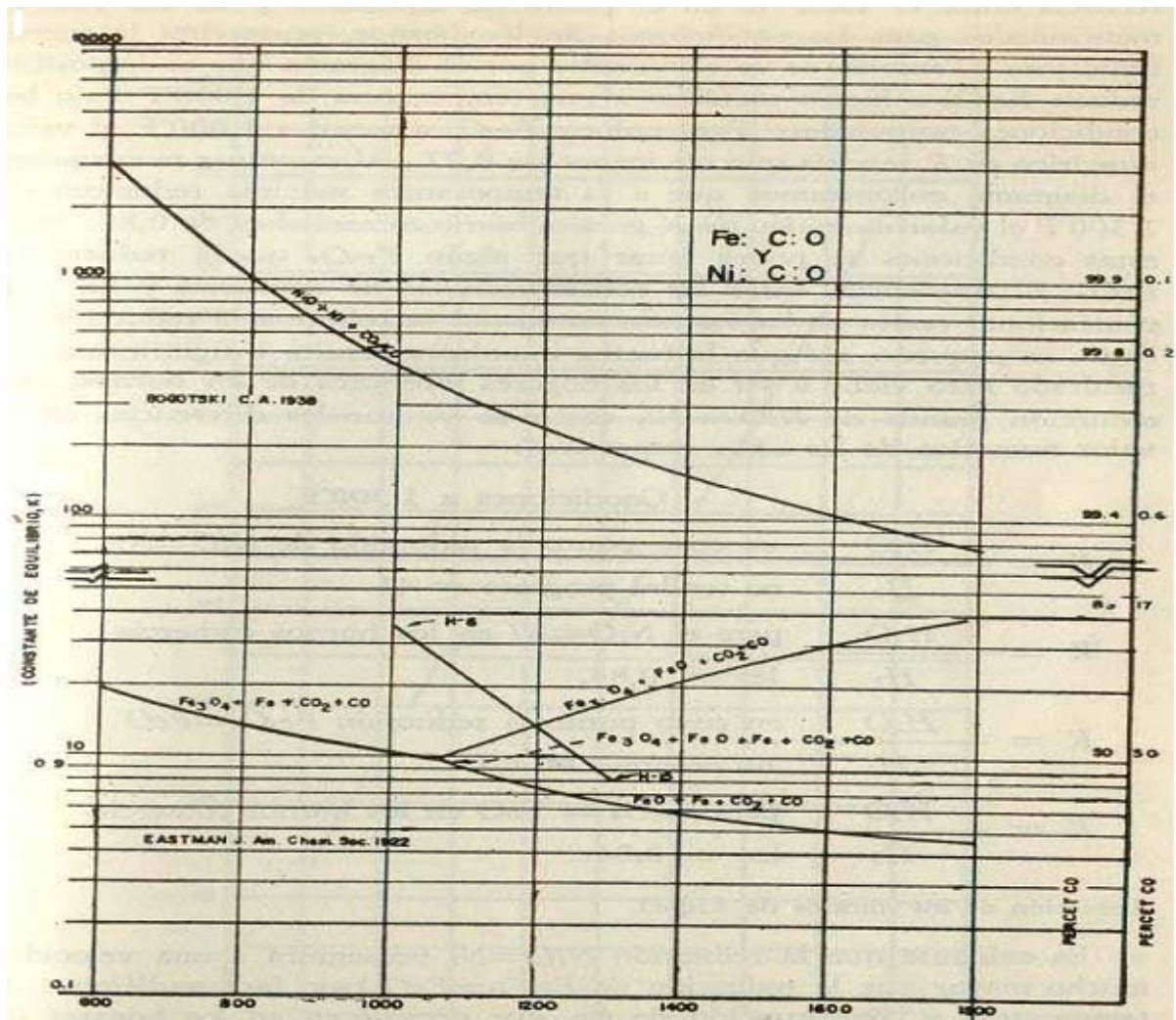


Figura 1. Sistema Fe:C:O; Ni:C:O

De ellas encontramos líneas de equilibrio para la reducción del óxido de níquel y de hierro con H_2 y CO en función de la temperatura. En estas gráficas se puede observar que el NiO no puede ser reducido a metal a una $T = 540\text{ }^{\circ}C$ si $K = H_2O/H_2$ excede de un valor numérico de 23. Esto se cumple sin tener en cuenta el volumen de gas puesto en contacto con el óxido de níquel. El proceso de la reacción química no es proporcional a las cantidades reales de reactivo puestos en contacto, sino a las cantidades presentes en la unidad de volumen.

La reacción ocurrirá con suficiente velocidad cuando las reacciones CO_2/CO y

H_2O/H_2 no sean muy grandes. Así, por ejemplo:

Para una temperatura de 700 °C para $K = \frac{H_2O}{H_2}$, para lo cual la reducción.

NiO a Ni no progresará = 1

$K = H_2O/H_2$ para NiO a Ni para hornos industriales = 0,84

$K = H_2O/H_2$ a la cual la reacción Fe_3O_4 a Fe no progresará = 1,3

$K = H_2O/H_2$ para $Fe_3O_4 = FeO$ en hornos comerciales = 0,84

Es lógico que la reacción de óxido de níquel a níquel metálico ocurra a una mayor velocidad que la reducción del Fe_3O_4 a óxido de hierro bajo las condiciones de temperatura y concentración de gases prevalecientes en los hogares inferiores.

Las pruebas de la planta piloto y la operación de la planta metalúrgica de Nicaro así lo han demostrado, ya que las extracciones de níquel son superiores al 80 % mientras el hierro sólo se extrae en un (2 a 3) % . El proceso de reducción está encaminado a lograr una selectividad tal que permita máximas extracciones de níquel, cobalto y mínimas de hierro, teniendo en cuenta los requerimientos de la lixiviación carbonato amoniacal.

1.6. Factores que Influyen en la operación óptima del Horno de Reducción

Como resultado de la operación de las plantas de Nicaro y Punta Gorda de la tecnología de reducción de las menas lateríticas, se demostró la influencia significativa en la eficiencia, de los siguientes factores:

- Temperatura
- Granulometría
- Composición química de la mena tecnológica
- Concentración de gases reductores
- Número de hogares

- Estabilidad en la alimentación
- Tiempo de retención

La temperatura constituye un parámetro fundamental en todo el proceso piro metalúrgico, facilitando el cambio de estado o el debilitamiento de las estructuras cristalinas. El perfil térmico se mantiene mediante la utilización de quemadores de petróleo que se encuentran en las cámaras de combustión y la post-combustión en los hogares cuatro y seis. En éstas se trata de mantener una relación aire - petróleo que garantice la combustión incompleta como requerimiento tecnológico en la cinética de reacción. Dicho perfil aumenta de manera progresiva de arriba hacia abajo, llevando un calentamiento gradual que garantice las pérdidas de agua de los silicatos y no se afecte la extracción del níquel y cobalto, a continuación se muestra el perfil de temperatura propuesto por la *Nichols Engineering Research Corporation*, New York en Octubre de 1954:

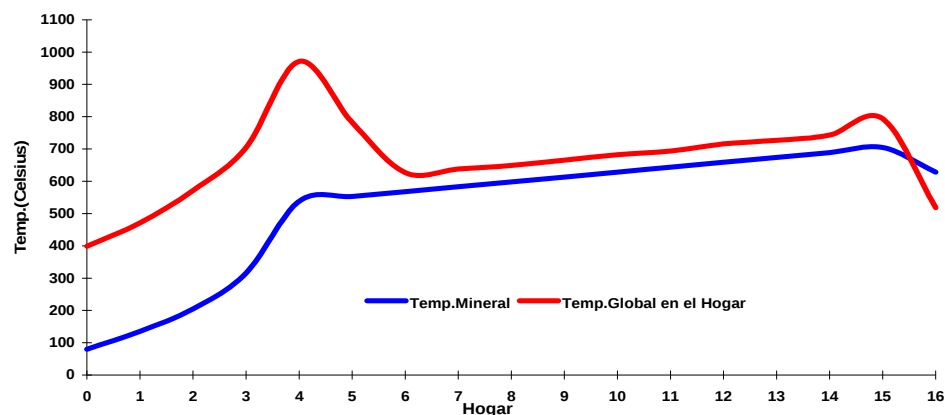


Figura 1.1 Perfil de temperatura propuesto por la Nichols en el proyecto de Nicaro Cuba

Los restantes proyectos que aún operan este tipo de horno incluyendo el de Punta Gorda mantienen los siguientes perfiles:

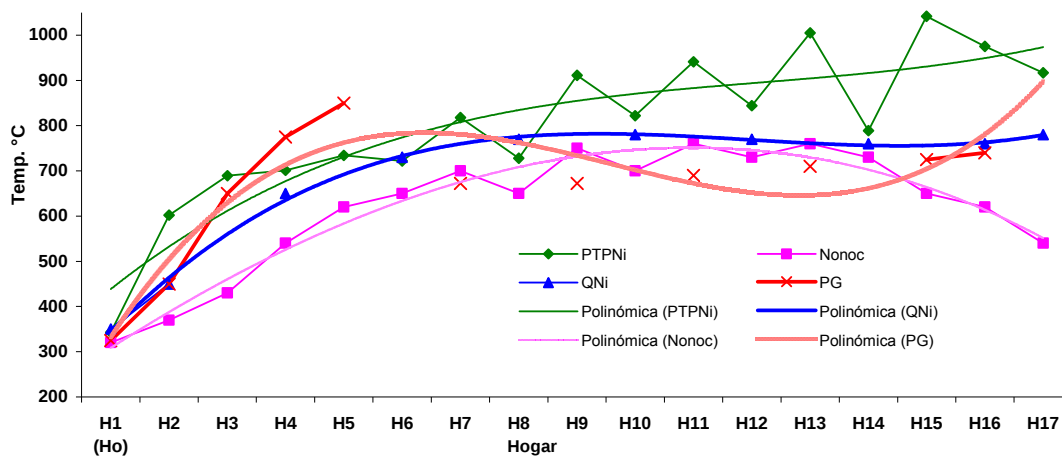


Figura 1.2 Perfiles de temperatura de operación de los procesos en *Nonoc*, *Queensland Nickel*, *Toncantis* y *Punta Gorda*

Los hornos de Punta Gorda operan a más baja temperatura y queman en los hogares 4 y 6, y al realizar la comparación con el de *Queensland Nickel* que aplica un mayor perfil y quema en los hogares 5 y 7, obtiene mejores resultados de extractables con valores de 83 y 70 % para el níquel y cobalto, respectivamente.

La granulometría, o distribución de tamaños de partículas en este proceso heterogéneo, influye determinantemente en los resultados de la reducción. Las reacciones ocurren básicamente 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, aumentando el contacto de las fases cuando se opere con valores menores, lo que incide directamente en la conversión de la reacción.

En todos los procesos en explotación su eficiencia depende de la composición de la mena tecnológica, factor clave en el resultado final. Atendiendo a las características mineralógicas, se fijan los parámetros tecnológicos en el horno, así como el régimen de calentamiento de mineral.

El reactivo químico en el proceso lo constituye la mezcla monóxido de carbono e hidrógeno, por lo que la concentración de estos gases en el contacto con los minerales, al inicio de la descomposición resulta de extrema importancia. La

concentración gaseosa vista en la constante de equilibrio $k = \frac{\text{CO}_2}{\text{CO}}$ y $k = \frac{\text{H}_2\text{O}}{\text{H}_2}$ influye directamente en la conversión del níquel y cobalto.

El tratamiento de las lateritas en el Horno de Soleras Múltiples obedece a los requerimientos necesarios para lograr resultados elevados en la reducción, conjuntamente su operación no compleja. En las fábricas más actualizadas de esta tecnología los hornos presentan dimensiones mayores en los hogares, capacidad productiva y tiempo de retención.

1.7. Características generales de los hornos de reducción en la empresa Ernesto Che Guevara

Los hornos están compuestos por un cilindro metálico revestidos interiormente con ladrillos de chamota o alta alúmina, protegido exteriormente por una carcasa metálica, instalaciones para la agitación, alimentación, descarga y cámaras de combustión, están formado interiormente por 17 hogares o soleras que tienen forma de bóvedas esféricas. Además disponen de un eje central rotatorio al cual se les articulan 68 brazos, 4 por cada hogar. A cada brazo se les colocan, en dependencia del hogar, de 8 a 12 paletas o dientes inclinados designados por claves. En dependencia de la zona del horno estas claves serán de retención o de barrido, y en dependencia de los hogares pares o impares van a permitir la descarga de un hogar a otro en forma de zigzag en los hogares pares a través de 30 orificios localizados equidistantes en la periferia, en los hogares impares por 1 orificio localizado en el centro alrededor del eje central.

El movimiento del eje central se trasmite por un sistema de transmisión cónica piñón-catalina accionado por un electromotor que garantiza una velocidad de rotación de 1,33 rpm y un elevado par de torsión superior a 136 000 N·m. Las cámaras de combustión están equipadas con quemadores PRIOR, que tienen la siguiente ubicación: H6, H8, H10, H12, H14 y H15, dos por cada hogar, excepto H14 y H15 que solo poseen una cámara.

En cada cámara el distribuidor de petróleo consta de: una válvula principal, un filtro para separar las impurezas, una válvula solenoide, un termómetro, un manómetro, un flujómetro con by-pass, un regulador de presión y el quemador.

Los quemadores trabajan con:

- Petróleo proveniente de la unidad reguladora calentadora que lo recibe de la estación de almacenaje y lo transfiere acompañado de una tubería satélite de vapor para mantener la temperatura de $(100 \text{ a } 130)^\circ\text{C}$ y una presión de $(105 \text{ a } 112) \text{ kPa}$
- Aire atmosférico a una presión de $(13,5 \text{ a } 14,5) \text{ kPa}$ y un flujo de $24,3 \text{ m}^3/\text{min}$ suministrado por ventiladores centrífugos.

El aire atmosférico, al mismo tiempo que enfría la superficie de la cámara, es calentado en una camisa que esta posee desde $(58 \text{ a } 120)^\circ\text{C}$ el cual es ramificado en dos vías:

- directa al quemador con el objetivo de atomizar el petróleo.
- a la cámara del aire de pleno del plato para evitar el retroceso de la llama desde la cámara al quemador.

1.7.1. Datos técnicos de la instalación:

- Volumen del horno 387 m^3
- Productividad 20 t/h
- Productividad, del mineral reducido $17,5 \text{ t/h}$
- Volumen de aire de post-combustión en H-4 y H-6 $2000 \text{ m}^3/\text{h}$
- Presión positiva en H-16 $2 \text{ a } 4 \text{ mm de H}_2\text{O}$
- Temperatura de los gases a la salida del horno $350 \text{ a } 400^\circ\text{C}$
- Volumen de gases salientes $15000 \text{ m}^3/\text{h}$
- Diámetro interior del horno $6,048 \text{ m}$
- Diámetro exterior del horno $6,780 \text{ m}$

- Espesor del revestimiento del horno 0,342 m
- Espesor del revestimiento del eje 0,075 m
- Altura total del horno 22,5 m
- Altura de la parte cilíndrica 18,89 m
- Velocidad de rotación del eje central 1,33 rpm

1.8. Conclusiones del capítulo 1

1. Los aspectos teóricos sobre el proceso de reducción, reflejan que no existe una metodología operacional que permita ajustar directamente las variaciones de los principales parámetros que tienen una decisiva influencia en la optimización de la operación de los Hornos de Múltiples Soleras en condiciones reales de operación.
2. Se demuestra que el mal manejo de las condiciones de operación del horno de reducción, provoca potenciales pérdidas de níquel y cobalto a través del quimismo de las reacciones.
3. Se demuestra que la temperatura es el principal factor que influye en la operación del horno de reducción de múltiples soleras.
4. Se realizó una breve descripción de las principales características del horno de múltiples soleras.

CAPÍTULO 2 MATERIALES Y MÉTODOS

Introducción

Entre las proyecciones de trabajo actuales más estratégicos de la Empresa “Comandante Ernesto Che Guevara” se encuentran el incremento progresivo de los volúmenes productivos hasta alcanzar valores muy por encima de los de diseño.

En la práctica industrial a lo largo de muchos años de investigación se ha podido comprobar que la mayoría de los métodos teóricos difieren de la realidad, es por ello que se necesita, en muchas ocasiones, comprobar la teoría con la práctica para llegar a conclusiones precisas y poder validar herramientas de trabajo útiles. Una herramienta empleada en la investigación consistió en el método hipotético-deductivo, como consecuencia de las inferencias del conjunto de datos empíricos y las leyes más generales. Con el trabajo se pretende realizar una evaluación de la metodología de cálculo por variable, en el régimen de explotación normal de los hornos de reducción, así como corroborar la extracción del níquel y cobalto en el mismo para una mena alimentada al proceso.

Para llevar a cabo este trabajo fue necesario crear una base de datos del comportamiento real de los parámetros tecnológicos en el proceso de reducción del horno de múltiples soleras. Se seleccionó como unidad demostrativa de producción para las mediciones, el horno uno (1) de la primera losa de la planta. Esta selección se basa en que es un horno con control de temperatura en todos los hogares a partir del hogar cuatro (4), además posee un tomamuestra automático para el mineral de alimentación. A dicho horno se les montaron tomamuestras tipo cuchara (figura 2.7) en los hogares H3, H5, H7, H9, H11, H13 y H15.

2.1. Toma de las muestras y mediciones

Para la toma de muestras se revisó el gráfico analítico de la planta y se realizó de acuerdo con las normas cubanas aprobadas para cada caso. El personal que desarrolló el proceso pertenece al sector de muestreo de la Unidad Básica de Servicios Técnicos a la Producción y del Centro de Investigaciones del Níquel (CEINNIQ).

Los valores de composición de los gases monóxido y dióxido de carbono en hogares se tomaron mediante la utilización de dos pomos tomamuestras, y mediante el *Orsat* (figura 2.4) se determinaron los valores. Dichas muestras fueron tomadas y analizadas por personal del CEINNIQ.

Las muestras de mineral reducido de los hogares pares (desde hogar H2 hasta H14) del horno fueron tomadas cada seis horas con el empleo de un tomamuestra tipo cuchara, el que se muestra en la figura 2.7. A este tomamuestra se le conectó un kitasato de níquel previamente tratado con argón para evitar la reoxidación de la muestra. Dichas muestras fueron llevadas diariamente al CEINNIQ para su preparación y análisis químicos. El mineral de alimentación fue analizado en el laboratorio central de la empresa “Comandante Ernesto Che Guevara.”

Las muestras de mineral reducido tomada en los diferentes hogares del horno fueron lixiviadas durante dos horas en la instalación del CEINNIQ para la realización de la QT (*Quench Tank*), se utilizó como solución lixivante el licor empleado por la Empresa “Comandante Ernesto Che Guevara” con concentraciones de 82 g/L y 40 g/L de NH_3 y CO_2 , respectivamente. El sólido producto de la lixiviación fue analizado a Fe^0 , FeO , Ni^0 , níquel, cobalto y hierro total. Los resultados obtenidos fueron utilizados para el cálculo de extractable empleando los datos de níquel, cobalto y hierro del mineral de alimentación al horno y de níquel, cobalto y hierro del lixiviado, además se determinó el % de metalización del níquel y cobalto. Para la determinación del hierro en estas muestras se empleó el método de análisis volumétrico (utilizando dicromato de potasio) y para el hierro metálico este mismo método para el níquel metálico valorando con ácido tretra acético etil diamin (EDTA).

Los demás datos, fundamentalmente la temperatura que es medida mediante los termopares situados en las cámaras y hogares del horno, se tomaron en el histórico del software de control de proceso CITECT empleado en la planta en cuestión.

2.2 Equipos y métodos utilizados en la determinación de los resultados

Todos los análisis químicos de la mena alimentada y la del mineral reducido se realizaron en el laboratorio de la Empresa Comandante Ernesto Che Guevara y en el laboratorio del Centro de Investigaciones del Níquel (CEINNIQ), cuyos métodos son aceptados por el comité de calidad del Grupo Empresarial Cubaniquel y el Ministerio de la Industria Básica. Los equipos empleados fueron el de Absorción Atómica y el de Fluorescencia de Rayos X. Se empleó además, para los análisis de azufre y carbón, el Analizador simultaneo de azufre y carbón EMIA - V SERIES.

2.2.1 Espectrofotometría de absorción atómica

Para la determinación del níquel y cobalto en el mineral reducido se empleó el método de espectrofotometría de absorción atómica (figura 2.1), 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.

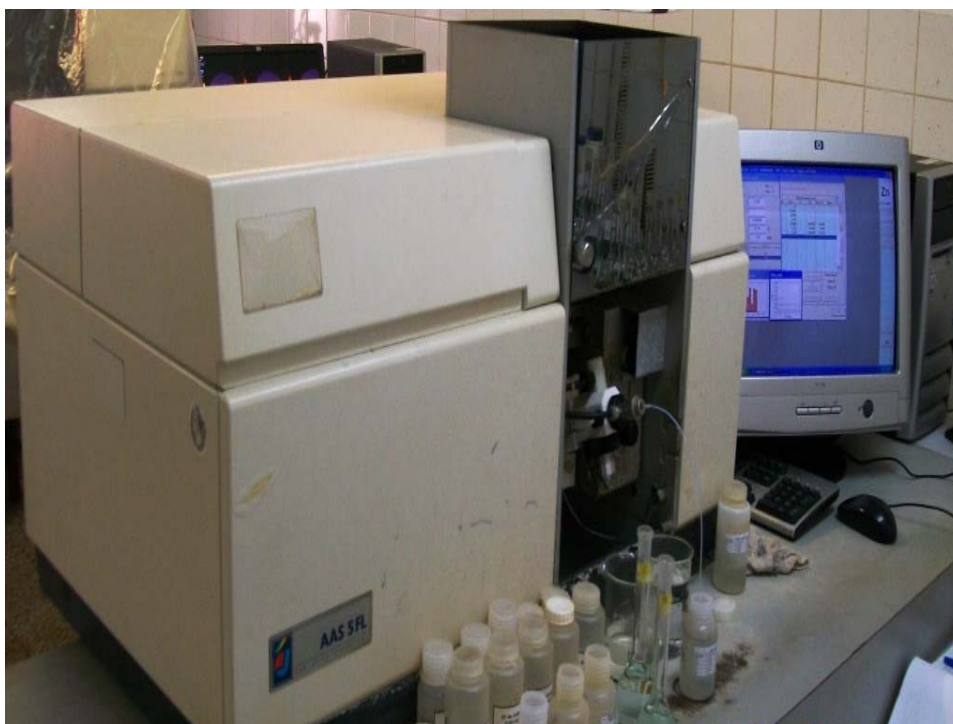


Figura 2.1 Equipo de espectrofotometría de absorción atómica

2.2.2 Fluorescencia de Rayos X

Se utilizó la Fluorescencia de Rayos X (figura 2.2) para la determinación del Ni, Co, Fe, SiO_2 y MgO en el mineral de alimentación. El método se basa en irradiar la muestra con rayos X proveniente del tubo de rayos X, que al interactuar con los átomos de la muestra se produce una radiación de fluorescencia de rayos X (XRF).

Las longitud de onda de los picos contenidos en ellas son características para los elementos presentes en la muestra y su intensidad depende de la concentración del elemento. La radiación atraviesa el sistema óptico primero por los colimadores y luego se dirige al cristal analizador, en dependencia del intervalo de longitud de onda analizado se fracciona allí el rayo X incidente con un ángulo determinado según la Ley de Bragg, después es captada por un detector y se mide su intensidad. Los elementos de las muestras y sus concentraciones se determinan según la distancia definida de la rejilla del cristal analizador, según la posición exacta del detector y según la intensidad medida de la radiación.



Figura 2.2 Espectrómetro de fluorescencia de rayos X

2.2.3 Determinación de azufre y carbón

Los análisis de carbón y azufre se determinan por el analizador simultáneo de azufre y carbón EMIA - V SERIES el que se muestra en la figura 2.3.

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.



Figura 2.3 Analizador simultáneo de azufre y carbón EMIA - V SERIES

2.2.4 Determinación de gases

En el caso de la composición de los gases en los hogares, se determinaron mediante el equipo *Orsat*. Su uso está avalado por las normas al efecto:

- BS 1756/71 Part1 *Methods of Sampling*
- BS 1756/71 Part2 *Analysis by the Orsat*

El Aparato Orsat (figura 2.4), es un dispositivo que permite realizar análisis volumétrico en base seca de los productos de la combustión. El equipo más común sirve para determinar el monóxido de carbono, el dióxido de carbono y el oxígeno. La figura 2.4 muestra un *Orsat* de tres reactivos. A la derecha hay una bureta de medición revestida por una camisa de agua a fin de evitar variaciones de temperatura durante el análisis. Las pipetas P-A, P-B y P-C contienen hidróxido de potasio (absorbe el CO_2), ácido pirogálico (absorbe el O_2) y cloruro cuproso (absorbe el CO), respectivamente.

Aparato Orsat

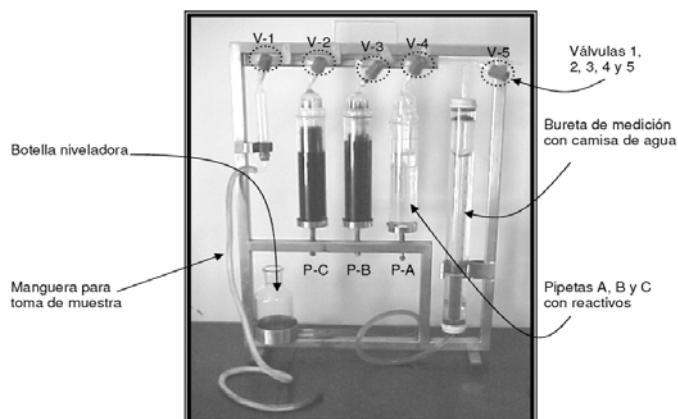


Figura 2.4 Equipo *Orsat* empleado en las mediciones de concentración volumétricas de gases

2.2.5 Determinación de la granulometría

Por la importancia que tiene el tamaño de las partículas en el proceso de reducción de los principales óxidos, hay que tener en cuenta el comportamiento de la misma a la entrada del proceso, ya que de ella depende la difusión de la fase gaseosa al interior de las partículas.

La determinación de la granulometría de las muestras se realizó por el método de tamizado por vía húmeda, empleando un juego de tamices (figura 2.5), de las siguientes dimensiones: 0,149 mm y 0,074 mm .

La muestra, previamente pesada, se coloca en el primer tamiz (0,149 mm) , se somete al proceso de tamizado, el retenido en dicho tamiz constituye la muestra en cuestión, esta se pesa y se anota dicho peso. El cernido (-0,149 mm) se coloca en el tamiz de 0,074 mm , se realiza el proceso de tamizado y el retenido constituye la muestra en cuestión (+0,074 mm) , se pesa dicha muestra y se anota el peso, por diferencia de peso entre la muestra inicial y las muestras +0,149 mm y +0,074 mm queda determinada la fracción -0,074 mm . Estos pesos se llevan a % y queda finalmente determinado los porcentos de cada clase de tamaño.



Figura 2.5 Juego de tamices de 0,149 mm y 0,074 mm

2.3. Esquema de la instalación utilizada en la investigación

La investigación fue llevada a cabo en la unidad demostrativa horno 1 de la planta de hornos de reducción de la empresa “Ernesto Che Guevara”, figura 2.6. Para ellos se tomaron muestras compósito de mineral a la entrada y muestras puntuales en los hogares pares. Los gases fueron muestreados en los hogares 8, 10, 12 y 14. Además se llevó un control riguroso de la temperatura de los gases en todas las cámaras y hogares a través de termopares.

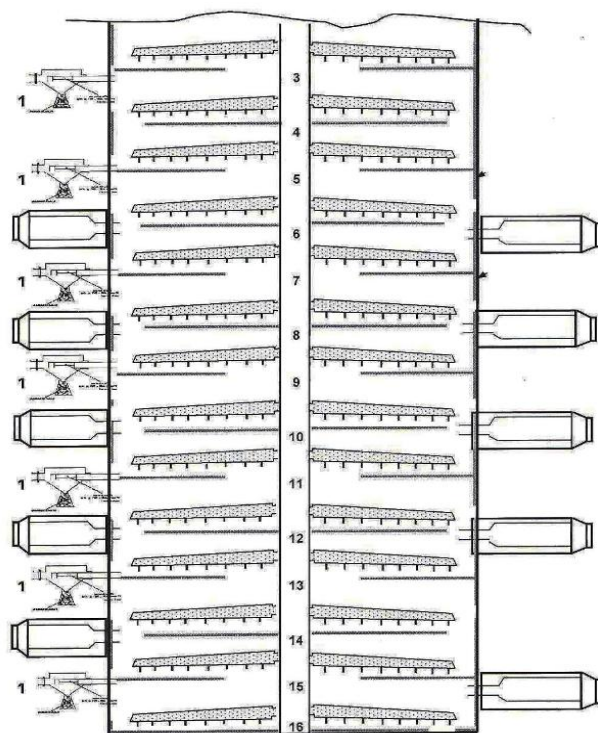


Figura 2.6 Esquema del horno 1 como unidad demostrativa de producción con la ubicación de los tomamuestras (1) de la figura 2.7

2.3.1 Equipo utilizado para la toma de la muestra de mineral reducido en los hogares

Para la toma de las muestras de mineral reducido en los hogares del horno se empleó un tomamuestras tipo cuchara, diseñado por el CEINNIQ, el que se muestra en la figura 2.7.

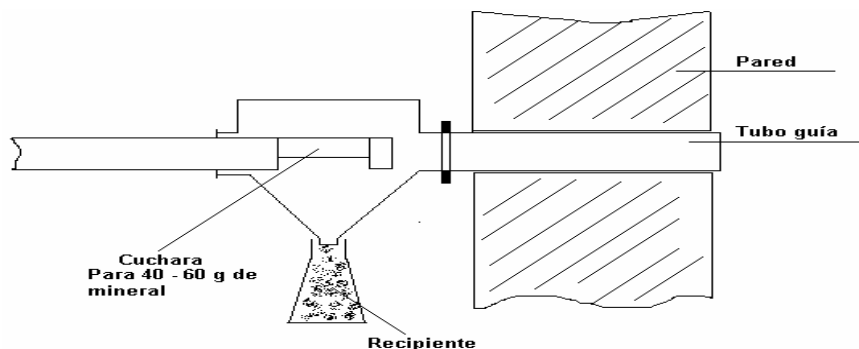


Figura 2.7 Esquema del tomamuestra de cuchara instalado en los hogares del horno uno

Este tomamuestra es construido en su totalidad de material de níquel, presenta un tubo guía por dentro del cual se desplaza la cuchara tomamuestra, de capacidad (40 a 60) gramos, desde el exterior hasta el interior del horno para poder tomar la muestra. El kitasato (recipiente), se encuentra lleno de argón antes de colocarlo para tomar la muestra, esta medida es para evitar que exista oxígeno dentro del recipiente para que no se reoxide la muestra.

Para la toma de la muestra se empuja el eje que tiene acoplada en su extremo interior la cuchara hasta el tope mínimo exterior, de forma tal que la cuchara se encuentre en el interior del hogar, en esta posición se mantiene la cuchara por espacio de 2 minutos y se procede a extraer la misma tirando del eje hasta su tope máximo de forma tal que la cuchara se encuentre en el exterior del horno (dentro de la cajuela), seguidamente se gira el eje del tomamuestra 180 grados hacia abajo para descargar la muestra en el recipiente. Toda la instalación es hermética para evitar la entrada de oxígeno al tomamuestra.

2.4 Variantes de experimentación utilizadas en la investigación

Atendiendo a la experiencia acumulada en las operaciones de las fábricas de Nicaro y Punta Gorda, se presentan cuatro variantes de perfiles térmicos en hogares y cámaras de combustión a fin de estudiar la influencia de esta variable en la recuperación del níquel y cobalto en los diferentes hogares del horno industrial de múltiples soleras.

Se establecen valores máximos y mínimos de temperaturas en las cámaras de combustión con el objetivo de observar su influencia sobre el perfil gaseoso y térmico del horno. Se alternan los valores de las temperaturas en los hogares 4 y 6 para observar la influencia del calentamiento brusco o paulatino de los minerales en esta zona del horno, además del efecto de la postcombustión propiamente dicha.

En la tabla 2.1 se resumen las variantes a evaluar en cuanto a perfil térmico en cámaras y hogares se refiere.

Tabla 2.1 Variantes de perfiles térmicos en cámaras y hogares

Temperaturas, °C	Variante 1	Variante 2	Variante 3	Variante 4
H4	650	650	800	800
H6	650	800	650	800
H7	670	680	670	680
H9	715	705	715	705
H11	725	715	725	715
H13	735	725	735	725
H14	745	735	745	735
H15	765	750	765	750
Cámaras H6	1340 a 1360	1340 a 1360	1340 a 1360	1340 a 1360
Cámaras H8	1340 a 1360	1340 a 1360	1340 a 1360	1340 a 1360
Cámaras H10	1390 a 1420	1360 a 1380	1360 a 1380	1360 a 1380
Cámaras H12	1390 a 1420	1360 a 1380	1360 a 1380	1360 a 1380
Cámara H14	1390 a 1420	1360 a 1380	1360 a 1380	1360 a 1380
Cámara H15	1390 a 1420	1360 a 1380	1360 a 1380	1360 a 1380

2.5 Metodología utilizada para el cálculo del extractable

Para la determinación del extractable de níquel y cobalto se requiere primeramente someter la muestra de mineral reducido a una lixiviación estándar conocida como método de QT (Quench Tank). Para realizar esta lixiviación la muestra es depositada en un recipiente (cántara) metálico al que se les añade una determinada cantidad de licor carbonato amoniacal cuyo volumen estará en función del peso de la muestra a fin de mantener una determinada relación liquido-sólido (L S). La cántara se coloca en un agitador por espacio de dos (2) horas, durante este periodo se les suministra aire con el objetivo de oxidar todo el hierro que pasó a metal incidiendo, además, en la hidrolización de los compuestos ferricos a $\text{Fe}(\text{OH})_2$.

La muestra lixiviada se deja reposar por 15 minutos y seguidamente se decanta eliminando el licor y tomando el sólido para análisis químico. En este caso se determina el contenido de níquel, cobalto y hierro que quedaron en forma de óxido

para poderlo comparar con sus respectivos contenidos en el mineral de alimentación.

Las siguientes ecuaciones son las utilizadas para el cálculo del extractable de níquel (ExtNi) y cobalto (ExtCo).

$$ExtNi = \left(1 - \left(\frac{Ni_{sal}}{Ni_{ent}}\right) \cdot \left(\frac{Fe_{ent}}{Fe_{sal}}\right)\right) \cdot 100 \cdot \left(\frac{\%}{\%} \cdot \frac{\%}{\%}\right) \cdot \% \quad (2.1)$$

$$ExtCo = \left(1 - \left(\frac{Co_{sal}}{Co_{ent}}\right) \cdot \left(\frac{Fe_{ent}}{Fe_{sal}}\right)\right) \cdot 100 \cdot \left(\frac{\%}{\%} \cdot \frac{\%}{\%}\right) \cdot \% \quad (2.2)$$

donde:

Ni_{ent} , Fe_{ent} , Co_{ent} : es el contenido de níquel, hierro y cobalto respectivamente en el mineral de alimentación al horno, % ;

Ni_{sal} , Fe_{sal} , Co_{sal} : es el contenido de níquel, hierro y cobalto respectivamente en el mineral de salida, en este caso las muestras de los hogares, % .

Según se refleja en estas ecuaciones puede interpretarse que mientras menor sea el contenido de níquel y cobalto en la salida y el contenido de hierro sea mayor entonces se obtendrán mayores extractables de níquel y cobalto.

2.5 Conclusiones del capítulo 2

- Las técnicas analíticas utilizadas en la investigación, fueron aplicadas en instalaciones y equipos certificados, lo que permite la confiabilidad de los resultados.
- Las variantes de perfiles térmicos empleadas para la realización de la investigación.
- La metodología utilizada para la determinación de extractable de níquel y cobalto y la interpretación de dichas fórmulas.

CAPÍTULO 3 ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS

Introducción

El objetivo del presente capítulo es: Analizar los resultados experimentales expuestos en el capítulo precedente, considerando el impacto económico y medioambiental asociado al incremento de la extracción de níquel y cobalto en hornos de múltiples soleras.

3.1. Resultados experimentales

Después de realizado el análisis para las diferentes variantes de parámetros tecnológicos prefijados en el proceso de reducción en los hornos de múltiples soleras, al mineral alimentado se le realizó una caracterización para conocer la composición química y variabilidad de los elementos níquel, cobalto, hierro, óxido de silicio y óxido de magnesio, al influir directamente en los resultados del proceso de reducción. Se fijan los perfiles térmicos y gaseoso del horno de múltiple soleras, para la valoración y comportamiento del extractable, como se puede observar en la tabla 3.1 se indican los valores medios de cada especie presente.

Tabla 3.1. Valores medios de las características de los minerales alimentados en las cuatros variantes empleadas.

Variantes	Ni	Co	Fe	SiO ₂	MgO
Variante 1	1,265	0,098	38,32	8,85	4,10
Variante 2	1,243	0,100	39,38	7,62	3,33
Variante 3	1,214	0,100	39,74	7,06	3,23
Variante 4	1,239	0,104	39,19	8,19	3,71
Promedio	1,240	0,101	39,157	7,929	3,593

Para la corroboración de estos valores medios se le realizaron diferentes mediciones y muestreo al mineral alimentado, de conjunto con los análisis del laboratorio con la utilización de los métodos de absorción atómica, fluorescencia de rayos X. En el anexo 1 aparecen las datas de las corridas completa, para cada variante, de las características mineralógica de los materiales alimentados al horno.

3.1.1 Comportamiento del perfil térmico en cámaras y hogares del horno para las cuatro variantes

Para la investigación se trabajó con los valores medios de los perfiles térmicos en las cámaras de combustión para las cuatro variantes, facilitando el debilitamiento de la estructura cristalina y el desarrollo de las reacciones de reducción. En la tabla 3.2 se muestra tal comportamiento.

Tabla 3.2. Valores medios de los Perfiles térmicos en las cámaras de combustión en las variantes empleadas.

Variantes	C6N	C8N	C8S	C10N	C10S	C12N	C15N
Variante 1	1354	1337	1374	1385	1374	1393	1389
Variante 2	1333	1339	1342	1363	1369	1336	1347
Variante 3	1357	1346	1362	1378	1304	1362	1360
Variante 4	1106	1342	1347	1377	1376	1372	1376

En la práctica se demostró que los altos valores de la desviación estándar, los cual se muestra en la tabla 3.3 son indicativos de la gran dispersión de los datos de temperatura, lo que implica el no poder lograr el calentamiento lento y progresivo del mineral, cuestión que resulta decisivo para que ocurran las reacciones de descomposición del mineral primeramente y posteriormente las de reducción en las diferentes zonas del horno.

Tabla 3.3. Valores medios de los perfiles térmicos en los hogares en las cuatro variantes empleadas.

Variantes, Estadígrafo	T H0	T H2	T H4	T H6	T H7	T H8	T H9	T H10	T H11	T H12	T H13	T H14	T H15
Variante 1	429,45	623,41	654,61	685,35	647,86	626,26	719,13	733,85	739,86	695,36	675,04	723,45	745,58
Variante 2	380,91	569,89	682,63	797,31	657,07	631,46	732,57	726,76	741,60	675,79	659,24	704,26	736,98
Variante 3	430,32	619,14	738,29	656,91	645,75	635,16	731,11	734,19	751,42	705,41	680,49	727,77	746,17
Variante 4	415,79	609,10	724,22	796,76	652,95	626,54	695,39	733,65	734,68	721,28	659,88	716,01	737,69
Mínimo	380,91	569,89	654,61	656,91	645,75	626,26	695,39	726,76	734,68	675,79	659,24	704,26	736,98
Media	414,12	605,38	699,94	734,08	650,91	629,85	719,55	732,11	741,89	699,46	668,66	717,87	741,61
Máxima	430,32	623,41	738,29	797,31	657,07	635,16	732,57	734,19	751,42	721,28	680,49	727,77	746,17
DesvEst	23,12	24,412	38,36	73,61	5,099	4,267	17,19	3,576	6,998	19,05	10,74	10,29	4,946

En el anexo 2.3 aparece la información completa, para cada variante, de los perfiles térmicos en los hogares del horno.

Se priorizó la toma de temperatura en los hogares del horno, que tienen incidencia directa en el comportamiento del régimen térmico del mismo. El estadígrafo de estos datos se presenta en la tabla 3.3 y en la figura 3.1.

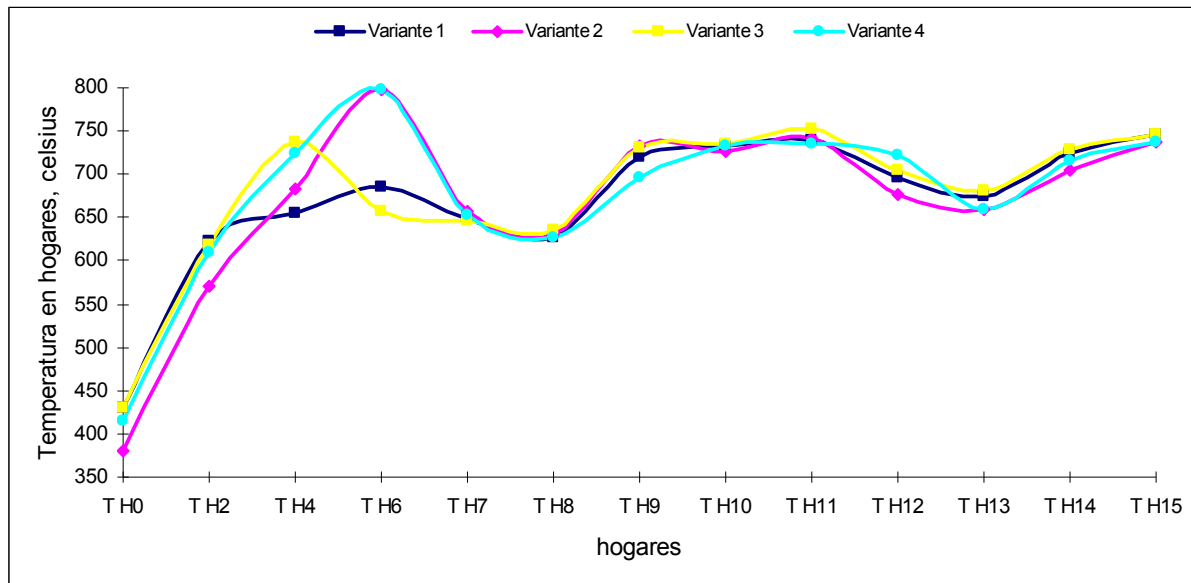


Figura 3.1. Comportamiento del perfil térmico en los hogares del horno.

Notable resulta el descenso brusco de las temperaturas en los hogares (H7, H8, H12 y H13), lo que coincide con una caída de las extracciones de en el hogar (H12), ver figura 3.5, corroborado por el hecho de una disminución del grado de metalización del hierro, ver figura 3.3.

Es indudable que se opera con bajas temperaturas en el hogar (H13), a pesar de que se trató de trabajar con valores por encima de 720 °C, lo que implica malas condiciones de reducción en esta zona, la que resulta de vital importancia para alcanzar buenos resultados de extractables. Motivado esto por estar operando el horno con una sola cámara (H12) y sin cámara de combustión en el (H14), lo que implica que el mineral que sale del hogar (H12) solo reciba el calor que aportan los gases producto de la combustión del petróleo en la cámara de (H15), correspondiente exclusivamente al 15 % del total de los gases que deben generarse en las cámaras del horno.

Según la figura 3.1 no hubo dificultades para cumplir con el perfil establecido para el hogar seis (H6) en las cuatro variantes. Para el caso del perfil en el hogar cuatro (H4) las variantes uno y dos de 650 °C tampoco tuvieron dificultades para lograrlo, no siendo así para las variantes tres y cuatro que debían operar con temperatura de 800 °C .

Independientemente que las características de los minerales alimentados en cuanto a su composición química (ver tabla 3.1) y granulométrica (ver tabla 3.6) fueron bastantes similares, se puede observar que la variante más estable en cuanto a su comportamiento térmico en todos los hogares del horno es la tres. Esto también corrobora que es la de mejores resultados de extractables de níquel y cobalto, ver tabla 3.7.

3.1.2 Comportamiento de los perfiles gaseosos en los hogares en las cuatro variantes empleadas

En la tabla 3.4 y en la figura 3.2 se muestra el comportamiento de CO en los hogares H8, H10, H12 y H14 que son los hogares de reducción activa, observándose que las concentraciones de CO se mantienen prácticamente constante en toda la zona baja del horno desde el (H14) hasta el (H10), no ocurriendo lo mismo con la relación CO_2/CO , ya que esta va incrementándose a partir del (H14) hacia el (H10) alcanzando valores promedio en este hogar entre 1,07 y 1,20 para las cuatro variantes analizadas. Los valores promedios alcanzados de la relación CO_2/CO

superiores a uno (1) son indicativos de la baja concentración de reductores en el horno (ver tabla 3.4), pues en esta zona se obtienen normalmente las mayores concentraciones de reductores que baja un poco en los hogares intermedios y permanecerá más o menos estable hasta llegar a la zona de postcombustión, donde cae bruscamente al efectuarse este proceso en los hogares cuatro (H4) y seis (H6).

Tabla 3.4. Valores medios de los perfiles gaseosos en los hogares en las variantes empleadas.

Variante \ hogar	H8			H10			H12			H14		
	CO ₂	CO	CO ₂ /CO	CO ₂	CO	CO ₂ /CO	CO ₂	CO	CO ₂ /CO	CO ₂	CO	CO ₂ /CO
1	11,00	8,80	1,26	10,44	9,64	1,09	10,24	9,88	1,04	10,12	9,72	1,05
2	11,60	8,95	1,30	11,05	9,80	1,12	10,20	9,20	1,11	9,85	8,90	1,11
3	12,20	8,45	1,46	11,40	9,50	1,20	10,75	9,60	1,12	10,10	8,80	1,15
4	11,60	7,75	1,50	10,25	9,55	1,07	9,35	8,40	1,11	10,60	9,15	1,16

En el anexo 4 aparece la información completa, para cada variante, de los perfiles gaseosos en los hogares del horno.

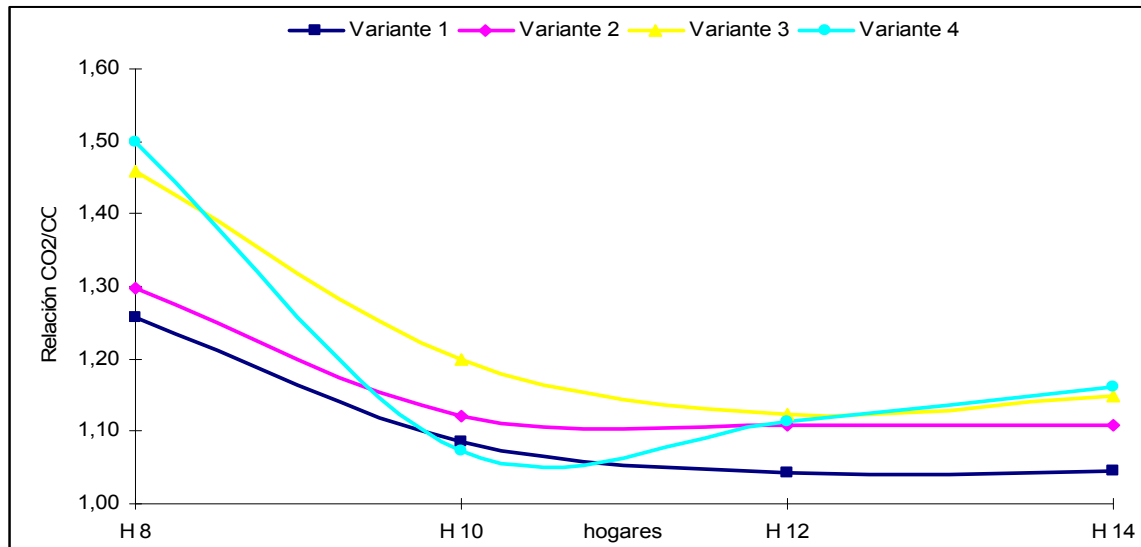


Figura 3.2. Relación CO₂/CO en los hogares del horno.

Como es sabido, la atmósfera reductora dentro del horno depende en gran medida de la concentración de estos en los gases de las cámaras (12,5 a 13 % de CO) además de su volumen, del contenido de petróleo aditivo, de las reacciones secundarias de los gases entre sí y las reacciones de reducción del mineral. Los

bajos contenido de CO en la zona inferior del horno deben ser consecuencia de operar el horno con una sola cámara en (H15), aparejado al hecho de que durante las pruebas la cámara del (H14) estaba averiada, además de que ya en esta zona todo el petróleo reductor se debe haber descompuesto y reaccionado con el mineral.

3.1.3 Comportamiento del contenido de hierro metálico en el mineral reducido por hogares para las cuatro variantes

Los valores de hierro metálico (Fe^0) registrados en la tabla 3.5 y en la figura 3.3 se incrementan prácticamente de forma lineal desde el (H2 al H10), con la excepción de la variante uno, ocurriendo una caída de este valor en el hogar (H12) con respecto al (H10), incrementándose luego hasta el hogar (H14), resultado que está en correspondencia con los valores de extractables alcanzado en este hogar. Además, se observa que la variante de mayor contenido de hierro metálico es la tres con valores máximos en el hogar (H10) de 3,28 % .

Tabla 3.5. Valores medios del hierro metálico y metalización de hierro en las cuatro variantes empleadas.

Variante/hogar	H2		H4		H6		H10		H12		H14	
	Fe^0	Met.Fe	Fe^0	Met.Fe	Fe^0	Met.Fe	Fe^0	Met.Fe	Fe^0	Met.Fe	Fe^0	Met.Fe
1	1,51	3,30	2,04	4,32	2,15	4,56	2,88	5,55	2,05	4,14	2,71	5,40
2	1,44	3,10	1,67	3,56	2,21	4,81	2,58	5,14	1,94	4,14	2,17	4,57
3	1,63	4,88	2,24	4,70	2,48	5,19	3,28	5,44	2,33	5,25	2,68	6,41
4	1,55	3,52	1,84	4,19	2,11	4,93	2,56	5,60	2,01	4,51	2,15	4,87

En el anexo 6 aparece a modo de información la data completa, para cada variante, de la metalización de hierro, el níquel y hierro metálico en los hogares del horno.

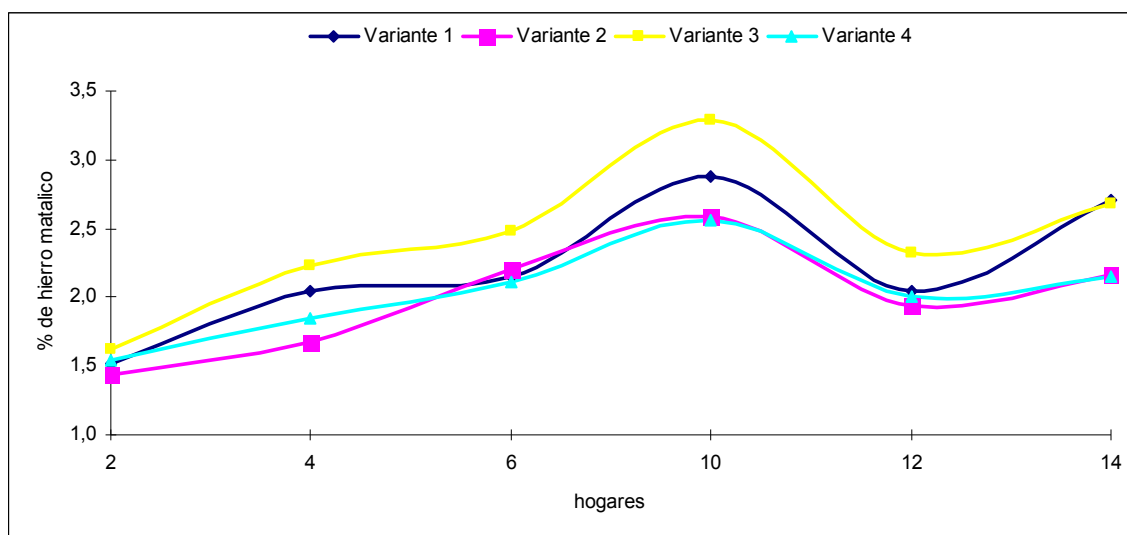


Figura 3.3. Contenido de hierro metálico en el mineral reducido por hogares.

3.1.4 Comportamiento de la granulometría en los diferentes hogares del horno en las cuatro variantes empleadas

Como puede apreciarse en la tabla 3.6 y en la figura 3.4, se produce un decrecimiento de la clase más fina ($-0,074$ mm) desde valores de 85 % en la alimentación al horno hasta valores que oscilan de 57 a 65 %, al mismo tiempo se produce un incremento de las fracciones $+0,149$ mm y $+0,074$ mm desde valores que oscilan de 6,2 - 8,6 % hasta valores de entre 15 y 21 % en la parte inferior del horno. Consideramos que estamos en presencia del fenómeno de aglomeración que se produce en el horno producto del propio proceso de reducción.

Tabla 3.6. Valores medios de la granulometría de los minerales alimentados y del mineral reducido en los diferentes hogares del horno en las cuatro variantes empleadas.

Granulomet., mm	Variante 1, %			Variante 2, %			Variante 3, %			Variante 4, %		
	0,149	0,074	-0,074	0,149	0,074	-0,074	0,149	0,074	-0,074	0,149	0,074	-0,074
Min Alim (HR1)	8,36	6,11	85,53	8,22	6,07	85,71	8,17	6,66	85,17	7,83	6,78	85,40
Hogar H2	8,41	6,29	85,30	8,79	7,11	84,10	8,57	6,79	84,64	8,65	7,83	83,52
Hogar H4	10,11	11,25	78,64	11,16	12,43	76,41	9,71	9,56	80,73	11,69	12,15	76,16
Hogar H6	12,36	13,15	74,49	13,36	14,07	72,57	11,06	11,16	77,78	13,61	14,32	72,07
Hogar H10	13,07	13,65	73,28	17,20	17,86	64,94	14,23	14,81	70,96	18,22	18,15	63,63
Hogar H12	15,13	15,67	69,20	19,16	19,98	60,86	16,66	16,88	66,46	19,99	19,68	60,33
Hogar H14	16,34	17,12	66,54	20,57	21,08	58,35	17,07	17,81	65,12	21,44	21,28	57,28
Desc. Enf (QT)	15,56	16,40	68,04	19,25	17,66	63,09	17,25	17,24	65,51	21,21	19,36	59,43

En el anexo 7 aparece la información completa, para cada variante, de la granulometría de los minerales alimentados y del reducido en los hogares del horno.

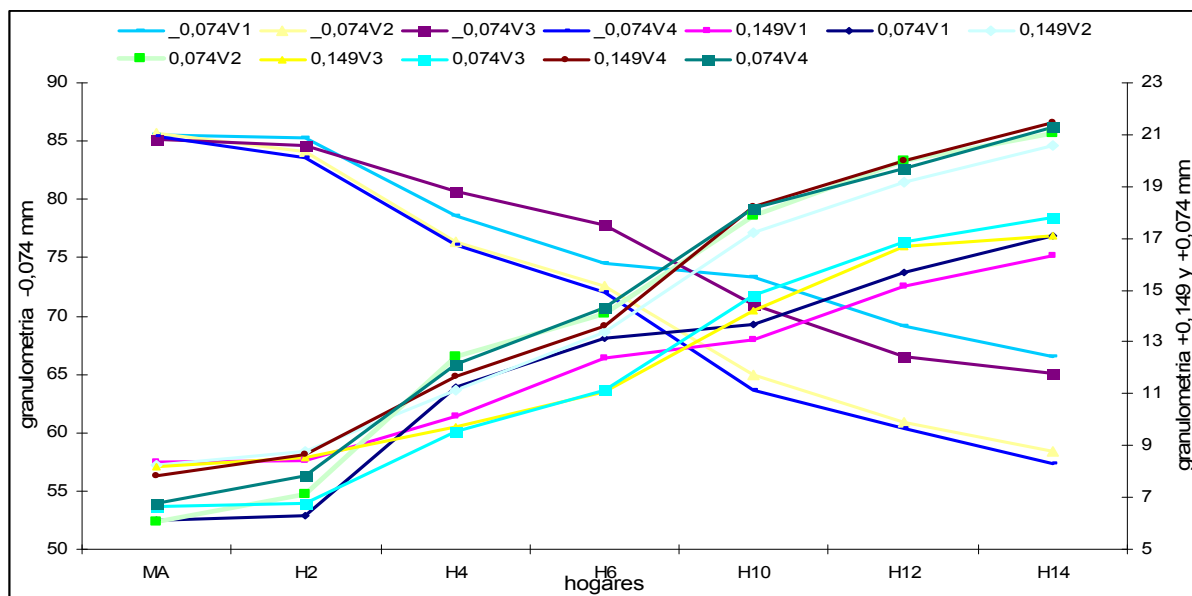


Figura 3.4. Comportamiento de la granulometría en los hogares del horno.

Este fenómeno puede acelerarse si se produce un calentamiento elevado de los minerales procesados en presencia de alto contenido de hierro que actúa como catalizador de dichas reacciones.

Según lo reflejado por las curvas de la figura 3.4, con respecto a la clase $-0,074$ mm, las variantes que experimentan una menor disminución son la uno y la tres que están relacionada con menos temperatura en el hogar H6, de estas variantes la de mayor extractable es la tres que a su vez es la de mejores resultados entre todas las variantes. Para el caso de las clases $+0,149$ mm y $+0,074$ mm el comportamiento del incremento de estas clases es menor en las variantes uno y la tres con el mejor resultado para la variante uno.

Del análisis general a este comportamiento podemos concluir que el fenómeno de la aglomeración se incrementa con el aumento de la temperatura, fundamentalmente entre los hogares H6 y H10 que manifiestan un incremento relativo del 15 % entre ambas clases ($+0,149$ mm y $+0,074$ mm).

Según la bibliografía consultada la aglomeración produce perdidas importantes de los elementos útiles (níquel y cobalto) durante el proceso de tostación reductora en hornos de múltiples soleras, al ser atrapadas partículas de estos elementos como centros de cristalización de aglomerados que contienen silicatos amorfos y olivinos de fuerte estructura cristalina, la que es imposible volver a reducir bajo las actuales condiciones de reducción. También constituyen pérdidas en el proceso de lixiviación.

3.1.5 Comportamiento del extractable de níquel y cobalto en las cuatro variantes empleadas para diferentes hogares

En la tabla 3.7 y en las figuras 3.5 y 3.6 se ilustran las extracciones del níquel y cobalto, en valores absolutos y relativos con respecto al que se alcanza en H14, que permiten una mejor definición e interpretación de los resultados.

Tabla 3.7. Valores medios de los extractables de níquel y cobalto en las cuatro variantes empleadas, % .

Variante \ hogar	H2		H4		H6		H10		H12		H14	
	Ni	Co	Ni	Co	Ni	Co	Ni	Co	Ni	Co	Ni	Co
1	28,12	21,80	36,94	28,31	59,49	40,92	70,56	43,92	70,67	43,08	73,55	47,22
2	30,40	21,67	39,03	36,69	66,10	43,59	67,50	45,32	62,33	44,18	75,36	50,71
3	30,85	27,58	41,79	31,70	66,28	44,32	72,66	48,79	72,02	46,79	78,08	51,24
4	31,72	26,92	43,09	38,80	61,11	44,27	71,31	46,26	68,83	43,45	75,37	48,33

En el anexo 5 aparece la información completa, para cada variante, de los extractables de níquel y cobalto en los hogares del horno.

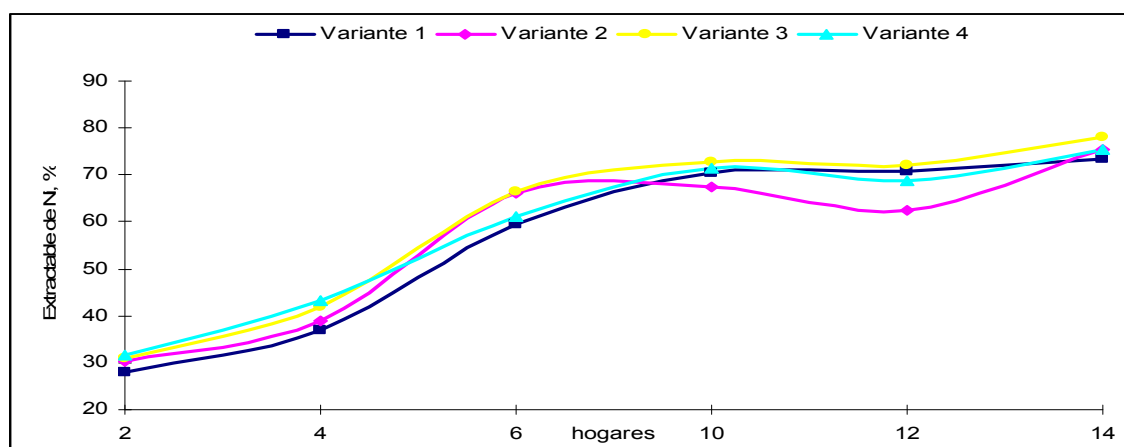


Figura 3.5. Promedio de extracción de níquel por hogares.

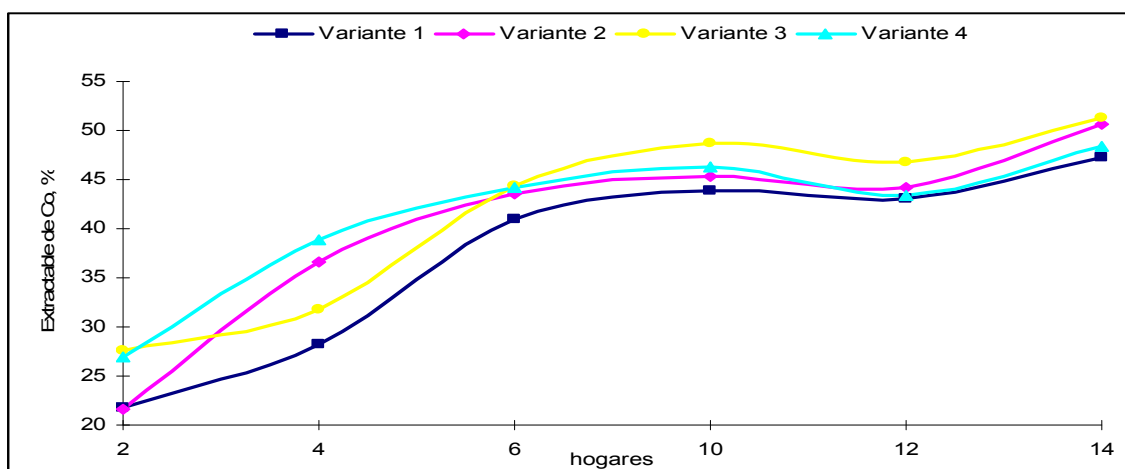


Figura 3.6. Promedio de extracción de cobalto por hogares.

Se corroboró que las extracciones del mineral de alimentación son nulas, es decir que no tiene níquel y cobalto en forma lixiviable en solución amoniacal, pues, pruebas realizadas a escala industrial en el proyecto de identificación del horno de la empresa “Comandante Ernesto Che Guevara”, con mineral de alimentación confirmaron esta hipótesis, pruebas similares a escala piloto han arrojados resultados análogos, motivo por el cual se presentan los datos a partir del hogar dos (H2).

3.1.6 Comportamiento de las extracciones relativas y metalización de níquel y cobalto en las cuatro variantes empleadas

En la tabla 3.8 y 3.9 y en las figuras 3.7, 3.8 y 3.9 se ilustran la extracción relativa del níquel, cobalto y metalización del níquel, en valores absolutos y relativos con respecto al que se alcanza en H14, permiten una mejor definición e interpretación de los resultados.

Tabla 3.8. Valores medios de las extracciones relativas de níquel y cobalto en las cuatro variantes empleadas, % .

Variante \ hogar	H2		H4		H6		H10		H12		H14	
	Ni	Co	Ni	Co	Ni	Co	Ni	Co	Ni	Co	Ni	Co
1	38,23	46,17	50,22	59,95	80,88	86,67	95,94	93,02	96,08	91,23	100,00	100,00
2	40,33	42,73	51,80	72,36	87,71	85,96	89,58	89,37	82,71	87,13	100,00	100,00
3	39,52	53,82	53,52	61,87	84,89	86,49	93,06	95,21	92,24	91,31	100,00	100,00
4	42,08	55,70	57,17	80,28	81,08	91,59	94,62	95,71	91,33	89,90	100,00	100,00

Tabla 3.9. Valores medios del níquel metálico y la metalización relativa de níquel en las cuatro variantes empleadas.

Variante/hogar	2		4		6		10		12		14	
	Ni ⁰	Met.Ni	Ni ⁰	Met.Ni	Ni ⁰	Met.Ni	Ni ⁰	Met.Ni	Ni ⁰	Met.Ni	Ni ⁰	Met.Ni
1	0,29	0,57	0,34	0,67	0,40	0,78	0,46	0,90	0,48	0,94	0,51	1,00
2	0,29	0,55	0,33	0,64	0,41	0,79	0,46	0,88	0,48	0,92	0,52	1,00
3	0,30	0,56	0,35	0,65	0,41	0,76	0,47	0,87	0,49	0,90	0,54	1,00
4	0,30	0,55	0,36	0,68	0,40	0,74	0,47	0,87	0,49	0,92	0,54	1,00

En el anexo 6 aparece la información completa, para cada variante, del níquel metálico en los hogares del horno.

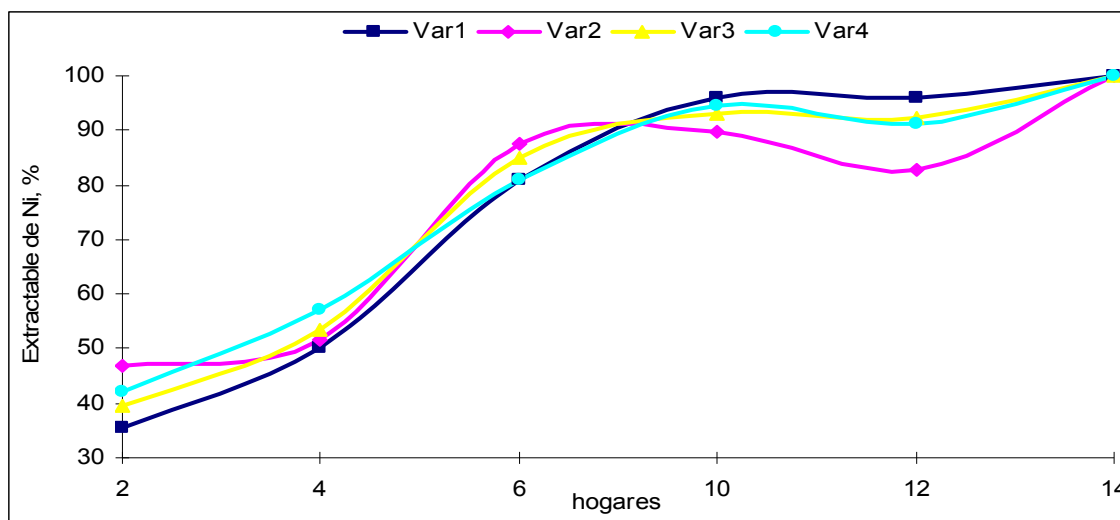


Figura 3.7. Promedio de extracción relativa de níquel por hogares.

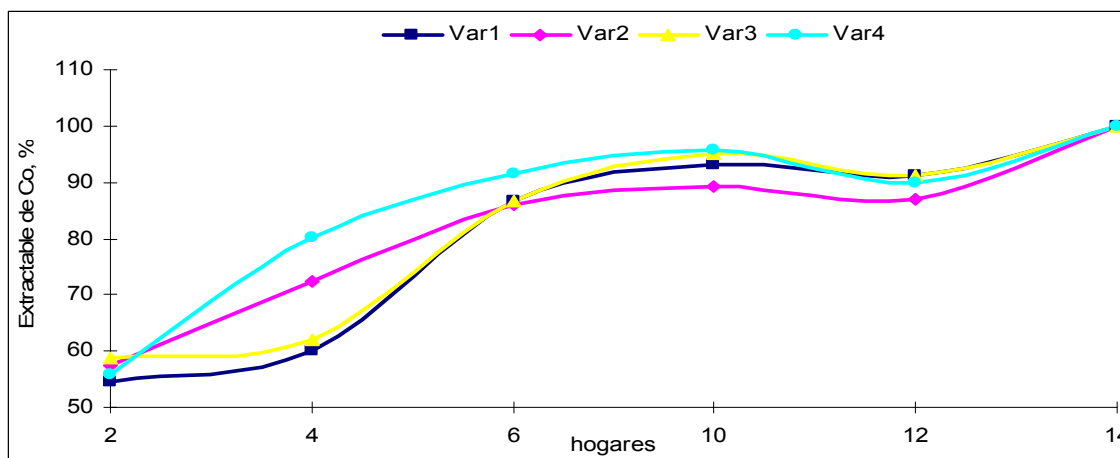


Figura 3.8. Promedio de extracción relativa de cobalto por hogares.

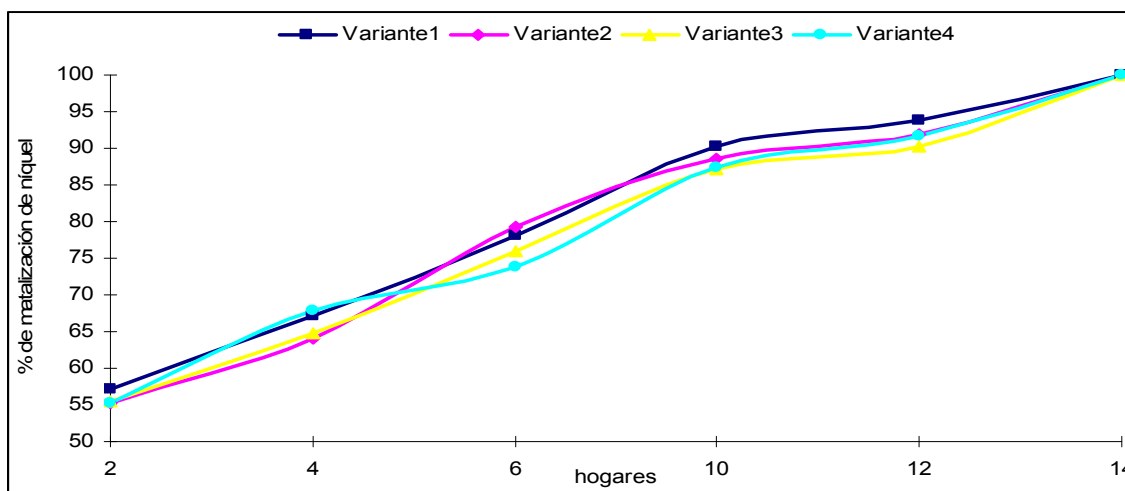


Figura 3.9. Promedio de metalización relativa de níquel por hogares.

Se evidencia que para el caso del níquel prácticamente hasta el hogar seis (H6), ya se ha reducido el 87,7 % del total que se redujo en el horno (ver figura 3.7) siendo más notable la variante dos seguido de la variante tres, la de menor resultado es la variante uno, más notable resulta para el cobalto (ver figura 3.8), pues para el mismo hogar se logra extracción relativa del 91,6 % , siendo los mejores resultados la variante cuatro seguido de la variante tres, la de menor extracción es la variante uno, quedando definido que los valores de extracciones relativas en los hogares superiores del horno son altas. Se observa que para el caso del níquel el incremento de los extractables son bastantes similares, (ver figura 3.5) no siendo así para el caso del cobalto que existe una mayor dispersión de los datos, consideramos que este comportamiento se debe al bajo perfil térmico alcanzado en el hogar cuatro (H4). Se observa un incremento brusco en la variante cuatro que operó con las mayores temperaturas en los hogares cuatro y seis. Para el caso del cobalto en las variantes uno y tres no se nota aumento significativo de las extracciones desde el hogar dos (H2) hasta el hogar cuatro (H4) (ver figura 3.8).

Resulta significativo el hecho que se nota en las figuras 3.7 y 3.8, donde se observa que las extracciones relativas de níquel y cobalto comienzan a disminuir a partir del hogar H10 y recuperándose nuevamente en el hogar H15. Consideramos que este descenso se debe a deficiencias con el perfil térmico en esta zona del horno, afectado por haberse averiado una cámara en el hogar (H12) y otra en el hogar

(H14). Se observa que las mayores afectaciones a las extracciones, tanto para el níquel como para el cobalto, se producen bajo la variante dos. El comportamiento más estable, para ambos elementos, es el reflejado por la variante tres, (ver figuras 3.5 y 3.6).

La mayor parte (47,14 %) del cobalto se extrae hasta el hogar seis y es casi constante hasta el hogar H10. A partir de este hogar y hasta el hogar H12 ocurre un descenso brusco, motivado de seguro por la razón explicada anteriormente. Luego aumenta al mismo ritmo que el níquel en los hogares inferiores. En el níquel se produce un incremento del hogar (H12 al H14) e igual a 6,9 % , valor similar al que se logra con el horno en condiciones óptimas de reducción en esta zona.

Según los resultados mostrados en la figura 3.9, la metalización del níquel presenta una tendencia al incremento rápido hasta el hogar (H10), a partir de este hogar y hasta el hogar (H12), se produce un incremento menos prolongado, nuevamente sube rápidamente desde el hogar (H12) hasta el hogar (H14). Simultaneando esta tendencia con los extractables de níquel y cobalto, podemos afirmar que existe una elevada correspondencia entre los mismos.

3.2. Análisis económico preliminar

Tomaremos como base para el análisis económico los resultados de los extractables de níquel y cobalto en las cuatro variantes evaluadas.

En la tabla 3.9 se muestra el resumen de los resultados de los extractables de níquel y cobalto en el horno una unidad demostrativa de producción y de la losa a manera de comparación en cada variante.

Tabla 3.9. Valores medios de los extractables de níquel y cobalto en las 4 variantes empleadas, % .

Variantes	Ni Losa (1)	Co Losa (2)	Ni Horno (3)	Co Horno (4)	(3-1)	(4-2)
1	73,60	46,50	73,55	47,22	-0,05	0,72
2	77,17	49,49	75,36	50,71	-1,81	1,21
3	76,27	47,96	78,08	51,24	1,80	3,28
4	76,06	45,38	75,37	48,33	-0,70	2,95

Como se puede observar, la única variante que logra incrementar níquel y cobalto es la tres (3) por lo que será la que se tome para la realización del cálculo económico.

Datos de entrada, el cálculo económico se realiza para un día de producción.

Productividad Bruta 400 t/h

Mineral procesado 357 t/h = 8 568 t/d

Ley de Ni: 1,214 % (ver tabla 3.1)

Ley de Co: 0,100 % (ver tabla 3.1)

Incremento extractable de Ni 1,80 % (ver tabla 3.10)

Incremento extractable de Co 3,28 % (ver tabla 3.10)

Eficiencia Metalúrgica del Ni 72 %

Eficiencia Metalúrgica del Co 35 %

Precio de venta Ni 22 305 USD/t

Precio de venta Co 24 178 USD/t

Cálculo de la masa de Ni y Co enviadas a lixiviación por incremento de extractable:

$$m_{\text{Ni a lix}} = \frac{\text{Mineral procesado} \cdot \text{Ley Ni} \cdot \text{Incremento extractable Ni}}{10000}$$

Para el cobalto se calcula de la misma forma, sustituyendo el Ni por Co.

Para un día de producción.

$$m \text{ Ni a lix} = \frac{8568 \cdot 1,214 \cdot 1,80}{10000} \frac{t \cdot \%}{d \cdot \%}$$

$$m \text{ Ni a lixiviación} = 1,874 \text{ t/d}$$

$$m \text{ Co a lix} = \frac{8568 \cdot 0,1 \cdot 3,20}{10000} \frac{t \cdot \%}{d \cdot \%}$$

$$m \text{ Co a lixiviación} = 0,28 \text{ t/d}$$

De esta producción enviada a lixiviación el 90 % del níquel pasa a Calcinación y el resto se precipita como sulfuros. Para el caso del cobalto la proporción es inversa, es decir el 90 % pasa a sulfuros y el 10 % pasa a calcinación. Por lo que tendremos:

$$m \text{ Ni envasado en calcinación} = \frac{m \text{ Ni a Lix} \cdot 0,90}{0,72} \frac{t \cdot \%}{d \cdot \%} \cdot \frac{\%}{\%}$$

$$m \text{ Ni envasado en calcinación} = \frac{1,874 \cdot 0,90}{0,72}$$

$$m \text{ Ni envasado en calcinación} = 1,214 \text{ t/d}$$

$$m \text{ Co envasado en calcinación} = \frac{0,28 \cdot 0,10 \cdot 0,35}{100} \frac{t \cdot \%}{d \cdot \%} \cdot \frac{\%}{\%}$$

$$m \text{ Co envasado en calcinación} = 0,01 \text{ t/d}$$

Para el Ni y Co en los sulfuros

$$m \text{ Ni envasado en sulfuro} = m \text{ Ni a Lix} \cdot 0,01 \cdot 0,72 \frac{t \cdot \%}{d \cdot \%} \cdot \frac{\%}{\%}$$

$$m \text{ Ni envasado en sulfuros} = 1,874 \cdot 0,1 \cdot 0,72$$

$$m \text{ Ni envasado en sulfuros} = 0,659 \text{ t/d}$$

$$m \text{ Co envasado en sulfuro} = m \text{ Co a Lix} \cdot 0,01 \cdot 0,72 \frac{t \cdot \%}{d \cdot \%} \cdot \frac{\%}{\%}$$

$$m \text{ Co envasado en sulfuros} = 0,27 \text{ t/d}$$

Importe que representa el incremento de las ventas

Por Ni envasado en calcinación: 1,214·22 305 $\frac{t \cdot USD}{d \cdot t}$

Por Ni envasado en calcinación: 27 077, 7 USD/d

Por Co envasado en calcinación: 0, 01·24·178 $\frac{t \cdot USD}{d \cdot t}$

Por Co envasado en calcinación 237,1 \$/d

Para los sulfuros:

Por Ni envasado en sulfuros 0, 659·22 305 $\frac{t \cdot USD}{d \cdot t}$

Por Ni envasado en sulfuros 14 708,8 USD/d

Por Co envasado en sulfuros: 0, 27·24 178 $\frac{t \cdot USD}{d \cdot t}$

Por Co envasado en sulfuros: 6 536,6 USD/d

Como ingreso total se tiene:

Por Ni = 27077, 7 USD/d + 14 708,8 USD/d

Por Ni = 41 786,5 USD/d

Por Co = 237, 1 USD/d + 6 536,6 USD/d

Por Co = 6 773,7 USD/d

Total General: 48 560, 2 USD/d

17 481 672 USD/año

3.3. Valoración medioambiental

Las pérdidas actuales de mineral al medio ambiente por concepto de emanaciones y derrames se encuentran en el orden de 1 % de la masa de mineral alimentada al horno. Una de las causas fundamentales es que se trabajan los hornos a productividades por encima de sus posibilidades reales por lo que se produce descontrol en algunos parámetros operativos que inciden negativamente en que se

produzcan emanaciones al medio. Al lograrse mejores extractables de níquel y cobalto se puede lograr una mejor eficiencia metalúrgica sin necesidad de sobrecargar de mineral los hornos. Al operarse dichos equipos con menor productividad se estará minimizando las variaciones bruscas de los parámetros operativos, como es el caso de la presión, lo que incidiría positivamente en la disminución de las emanaciones de polvo al medio ambiente.

Conclusiones de capítulo 3

- ✓ La composición química y granulométrica de los minerales alimentados reflejan un predominio de la fase limonítica,
- ✓ Las condiciones de operación del horno industrial pueden resumirse en:
 - Temperaturas moderadas en la postcombustión del rango de 657 a 797 °C, como promedio superiores en el hogar H6,
 - Las temperaturas no tienen un régimen ascendente establecido, pues ascienden desde el H8 al H11 con una disminución brusca en H12 y H13 e incrementándose nuevamente en el H14,
 - La atmósfera reductora del horno está caracterizada por bajas concentraciones de CO, con pocas variaciones en diferentes hogares y relación CO_2/CO como promedio superiores a 1,
- ✓ Los valores promedios de hierro metálico y metalización relativa de hierro y níquel están en correspondencia con los extractables de níquel y con los perfiles térmicos evaluados,
- ✓ Se manifiesta significativamente el proceso de aglomeración de los minerales procesados en los diferentes hogares del horno,
- ✓ El cálculo económico refleja que la variante 3 es la única que aporta por incremento de extractable de níquel y cobalto en el orden de 48 000 USD/día .

CONCLUSIONES GENERALES

Después de haber realizado el estudio se pudo arribar a la siguiente conclusión:

- ✓ La caracterización de los minerales reflejó el predominio de la fase limonítica en el material de alimentación, con contenidos promedios de Ni, Co, Fe, SiO₂ y MgO de 1,240; 0,101; 39,157; 7,929 y 3,593 respectivamente; y un predominio de la clase -0,074 mm por encima de 85 % ;
- ✓ Se definió la cinética de reducción del Ni y Co en los diferentes hogares del horno. En los hogares superiores es rápida hasta H6, tornándose un poco más lenta a partir de los hogares posteriores, aspecto que se mantiene hasta los hogares inferiores, con un descenso brusco en el H-12, restableciéndose nuevamente el comportamiento característico a partir del H14. Significativo resulta el comportamiento del Co, ya que en el hogar H4 se ha alcanzado más del 69 % del extractable que se logra en H14 y en el hogar H6 el 87,5 % ;
- ✓ Se determinó el perfil térmico adecuado, en base a las variantes evaluadas, resultando la de mejores resultados la variante tres, en la cual se obtuvo mejores extracciones de níquel y cobalto con un incremento por encima de lo habitual de 1,8 y 3,28 % respectivamente;
- ✓ El incremento del extractable del níquel y cobalto generan una ganancia de 17 481 672 USD/año .



RECOMENDACIONES

- 1- Realizar prueba industrial en un bloque de hornos prefijando la variante tres y evaluando resultados a través de la muestra de tanques de contacto.
- 2- Restablecer las unidades (cámaras) de combustión del horno 1 como unidad demostrativa de producción y proceder a realizar una corrida utilizando la variante tres de perfiles en cámaras y hogares y evaluar la postcombustión y la productividad (velocidad de alimentación).



BIBLIOGRAFIA

- ALEPUZ LI., H., “et al”. 1990. “Estudio de la cinética de reducción en una línea de la planta de hornos de reducción ECECG”, Informe del Investigaciones, CIL, Moa.
- ALEPUZ LI. H., “et al”. 1998. “Identificación del Horno Industrial”, Informe Técnico, CIL, Moa.
- ALEPUZ, LI., H. “et al”. 1993. Informes Parciales. Introducción del petróleo Aditivo en la Empresa Comandante Ernesto Che Guevara.
- ALEPUZ, LI., H. “et al”. 2003. Informe técnico del proyecto Cuellos de Botella Empresa Comandante Ernesto Che Guevara.
- ARREBOLA., A. M., 1972. “Pruebas con muestra tecnológica de Punta Gorda en la planta Piloto de Nicaro”. Informes Técnicos.
- CASTELLANOS S., J. 1974. “Metalurgia Extractiva de los minerales oxidados del Níquel”, CIPIMM, La Habana.
- CASTELLANOS, J. “et al”. 1979. Uso de agentes reductores procedentes del fuel oil en el Horno Soleras Múltiples. Nicaro, MINBAS. 32 p.
- CASTELLANOS S., J. 1980. “Reducción selectiva de la Serpentina”, Informe Técnico CIPIMM.
- CARON M., H. 1950. “**Fundamental and Practical Factors in Ammonia Leaching of Nickel and Cobalt Ores**”, Transactions of AIME, 67-90, Journal of metal 188, pp 67-90.
- CHANG C., A. R. 1997. “Interpretación de las zonas del Horno de Reducción”, Informe investigativo, ISMM. Moa.
- CHANG C, A. R. y YUZHANINOV, I. A. 1997. Cálculo de los principales procesos en los Hornos Metalúrgicos. La Habana, Félix Varela. 208p
- CHANG C, A. R. 1999. Una visión sobre las reservas estratégicas de eficiencia metalúrgica en la tecnología carbonato-amoniaco. Revista Minería y Geología. 16 (1): 76-82.



- De Graaf, J. E. 1980. "Tratamiento de los minerales lateríticos de Níquel, un estudio ulterior del proceso Caron y otros perfeccionamientos posibles"; Parte I. "Efecto de las condiciones de reducción", Reporte Técnico, CIPIMM, La Habana.
- GONZALEZ, R. 1979. "Introducción de aire secundario en los hornos de Nicaro", Informe técnico, CIPIMM, Biblioteca de Nicaro.
- HILLS R., C. 1938. "Reducción de los silicatos de Níquel", Archivo Nicaro.
- KONOIUK I. 1970. "Reducción y reoxidación de los óxidos de hierro y minerales oxidados de Níquel", Reporte de Investigación N° 5, CIPIMM.
- LOPEZ C., P. 1963. "Níquel Extractable en Hornos", (Causas), Reporte de Investigación, Dpto. de Investigaciones Nicaro.
- LOPEZ C., P. 1984. "Ahorro de combustible en los hornos de reducción", Reporte de Investigación, Dpto. de Investigaciones Nicaro.
- MIRANDA L. "et al". 1996. "Investigación de las relaciones entre la mineralogía y la tecnología en el proceso Carbonato-amoniaco", Tomo I, Informe de investigación CIL, Biblioteca ISMM. Moa.
- OSTROUMOV, M. N., Rojas, P. L y Sánchez, D. C. 1985-1987 "Estudio de la composición mineralógica de las lateritas de Moa, por el método de Difracción de Rayos - X", Rev. Minería y Geología.
- PINEDA M, A. "et al". 1980. "Recuperación de calor en Hornos de Reducción y Planta Eléctrica". Memoria de Ingeniero metalúrgico. Moa, ISMM, Facultad Metalurgia Electromecánica. 84p.
- PRESILLA L., D. 1965." Investigación del nuevo método de elaboración del mineral tipo serpentina", Archivo Planta Piloto de Nicaro.
- RODRÍGUEZ P., M. 1976. Prueba de la muestra 5 de Punta Gorda en la planta piloto de Nicaro. Informe Técnico. Archivo Planta Piloto de Nicaro.
- ROJAS P., A. "Valoración mineralógica del material procesado en la ECECG", Rev. Minería y Geología, N° 3, ISMM de Moa, 1993.
- ROJAS P., L. A. 1995. "Principales fases portadoras de níquel en los horizontes lateríticos del yacimiento Moa", Tesis para opción del grado de Doctor en Ciencias Geológicas, ISMM de Moa, Facultad de Geología.
- VALIX N., M., CIAVARELLA, F. "et al" 2001. "**Sulfuric Acid Leaching of selectively roasted laterite ore**", 6th World Congress of Chemical Engineering, Melbourne, Australia.



VENTURA H., J. 1965. "Reporte Técnico sobre el procesamiento de los minerales de Pinares", Informe Técnico, Instituto del Libro, La Habana.

VENTURA H., J. 1972. "Prueba Tecnológica con mineral del yacimiento Punta Gorda", Muestra N^o 5, Reporte de Investigación, CIPIMM, La Habana.

VENTURA H., J. 1976. "Reporte técnico del Minería y Metalurgia, Pub. Oficina de Información Técnica, 1965 proceso carbonato-amoniaco", parte II, N^o 6, CIPIMM.