



**REPUBLICA DE CUBA  
INSTITUTO SUPERIOR MINERO METALÚRGICO  
“Dr. Antonio Núñez Jiménez”  
FACULTAD DE METALURGIA Y ELECTROMECAÁNICA  
DEPARTAMENTO DE METALURGIA**

**Parámetros operacionales en los hornos de reducción de  
la empresa René Ramos Latour.**

**TESIS PRESENTADA EN OPCION AL TÍTULO DE INGENIERO EN  
METALURGIA**

**Alexeis Duquez Rodríguez**

**MOA  
2013**



**REPUBLICA DE CUBA  
INSTITUTO SUPERIOR MINERO METALÚRGICO  
“Dr. Antonio Núñez Jiménez”  
FACULTAD DE METALURGIA Y ELECTROMECAÁNICA  
DEPARTAMENTO DE METALURGIA**

**Parámetros operacionales en los hornos de reducción de  
la empresa René Ramos Latour.**

**TESIS PRESENTADA EN OPCIÓN AL TÍTULO DE INGENIERO EN  
METALURGIA**

**Alexeis Duquez Rodríguez**

**Tutores: Ing. Eidier Góngora Blet  
Ing. Crispín Sánchez Guillén**

**MOA  
2013**

## **DEDICATORIA**

Este trabajo de tesis está dedicado principalmente a nuestra Revolución y a Fidel por hacer posible que se cumpla un sueño.

A todos mis compañeros de aula que tanto me ayudaron, especialmente a Mirelis Espinosa Lechuga y a Roberto Peña Barrios por su paciencia a lo largo de estos seis años.

A las compañeras Marcia Mastrapa, Mirtica y Ana Roque siempre tan atentas y dispuestas en cada momento.

A mi familia que tanto me ha exigido y apoyado, incluso en los momentos más difíciles.

## **AGRADECIMIENTOS**

Agradezco enormemente al ingeniero Crispin Sánchez Guillen y al ingeniero Eidier Góngora Blet por la ayuda brindada en la realización de este trabajo, a todos los profesores de la Facultad de Metalurgia y Electromecánica, al Centro de investigaciones de la industria del níquel (CEINNIQ) y demás compañeros que de una forma u otra colaboraron conmigo sin importar ni el día ni la hora para culminar este trabajo.

Agradezco a mi familia, a los que ya son parte de mi familia y a todas aquellas personas que me apoyaron incondicionalmente.

A TODOS POR EL AMOR Y APOYO BRINDADO.

MUCHAS GRACIAS.

## **Resumen**

El principal objetivo de este trabajo fue determinar nuevas condiciones de operación en los hornos de reducción que permitan incrementar los extractables de níquel y cobalto de la Empresa Comandante René Ramos Latour de Nicaro. Para ello se realizó un diseño de experimento  $2^2$  donde se estudió el efecto de la temperatura en la zona de calentamiento (hogar 4) a 600 y 700 °C; y del tiempo de retención a 98.0 y 58.3 min, variando la productividad del horno a 20 y 25 t/h respectivamente, procesándose mineral laterítico procedente del frente minero Pinares de Mayarí, estudiándose las características del mineral alimentado al horno, el mineral reducido y el obtenido después de realizada la prueba QT, que brinda la máxima recuperación de níquel y cobalto a obtener después de la reducción.

Al comparar los cuatro modelos obtenidos, logramos como resultado que los extractables de níquel para el nivel donde la temperatura en el hogar 4 es de 700 °C y el tiempo de retención del mineral en el horno es de 98.0 min, para 20 t/h, se logran los mejores resultados de extractable de níquel al lograrse como promedio 82.09 % y una diferencia de 3.97 %, la menor con respecto al extractable teórico, que nos ofrece el posible valor a extraer, basado en resultados obtenidos por un largo periodo de tiempo en dependencia del contenido de Ni, Fe, MgO y SiO<sub>2</sub> en el mineral alimentado.

## **Abstract**

The determination in the reduction ovens of new operations conditions, which allows increment of the nickel and cobalt values of extractable in the company "Comandante René Ramos Latour" at Nicaro, is the main objective of this research. An experimental design, type  $2^2$  was carried out to study the temperature effect in the warming zone (heart 4) from 600 to 700°C and the retention time at 98.0 and 58.3min. The oven's productivity varied from 20 to 25t/h respectively, being processed the lateritic mineral coming from the mining front of Pinares de Mayarí. The properties of the mineral which fed the ovens were studied, as well as the reduced mineral and the one obtained after being realized the QT test. This test provides the maximum nickel and cobalt recovering to obtain after the reduction.

When comparing the four obtained models it is concluded that the nickel extractable, where the temperature level in the heart 4 is 700°C and the mineral's retention time in the oven is 98.0 min, at 20t/h, achieved their best results. Accomplishing an average of 82.09% and a difference (3.97%) that represents the lesser about the possible theoretical extractable ratio. This ratio is based in the results obtained for a long term period, depending from the content of the Ni, Fe, MgO and SiO<sub>2</sub> in the mineral that feed the oven.

## Índice de Contenido

<b>Introducción .....</b>	<b>1</b>
<b>1. Marco Teórico.....</b>	<b>6</b>
1.1 Definiciones básicas. ....	6
1.2 Factores que influyen en la reducción de metales en minerales.....	8
1.2.1. Influencia de la temperatura. ....	8
1.2.2. Influencia de las características físico-química del mineral alimentado.....	12
1.2.3 Influencia del aditivo en la reducción. ....	13
1.2.4. Influencia de la Granulometría. ....	18
1.2.5 Influencia de la concentración de gases reductores.....	18
1.2.6 Influencia de la compacidad del mineral.....	19
1.2.7. Influencia del tiempo de retención.....	19
1.3. Efecto de las aleaciones metálicas formadas durante la reducción.....	19
1.3.1 Pasivación en presencia de tiosulfato.....	19
1.3.2 Pasivación por oxígeno. ....	20
1.3.3 .Composición de la aleación.....	20
1.4. Efecto del aire secundario.....	22
1.5. Resultados obtenidos en la reducción con el mineral de Pinares de Mayarí. ....	23
1.6 Conclusiones del capítulo. ....	25
<b>2. MATERIALES Y MÉTODOS .....</b>	<b>26</b>
2.1 Métodos y materiales. ....	26
2.1.1 Muestreo del mineral alimentado y mineral reducido. ....	26
2.1.2- Determinación del número de mineral.....	27
2.1.3- Determinación del extractable por la Prueba QT.....	28

2.1.4- Descripción de la instalación experimental de la prueba QT .....	28
2.1.5- Muestreo del mineral reducido para la prueba QT. ....	29
2.1.6- Preparación del licor de la prueba QT. ....	30
2.1.7 - Caracterización de horno de reducción.....	30
2.1.8 - Breve descripción del flujo tecnológico de Hornos de Reducción. ....	31
2.1.9 - Metodología para determinación del tiempo de retención .....	34
2.2- Diseño de experimentos. ....	41
2.2.1 - Metodología experimental .....	41
2.3 - Fundamentos y herramientas para el procesamiento de los resultados.....	43
2.3.1 - Programas computacionales y procedimiento de ejecución.....	43
2.4 - Cálculo del beneficio económico. ....	47
<b>3. ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS. ....</b>	<b>49</b>
3.1 Composición química del mineral alimentado. ....	49
3.2 Características del mineral reducido. ....	52
3.3 Características del petróleo utilizado.....	54
3.4 Análisis de la operación.....	55
3.5 Optimización de la operación. ....	58
3.7 Tiempo de retención del horno.....	62
<b>Conclusiones.....</b>	<b>65</b>
<b>Recomendaciones .....</b>	<b>66</b>
<b>Bibliografía .....</b>	<b>67</b>
<b>Nomenclatura .....</b>	<b>70</b>



## **Introducción**

La primera fábrica del mundo para la producción del NiO por la Tecnología Carbonato - Amoniacal (Proceso CARON) fue fundada en Nicaro, Cuba, en el año 1943 por la Freeport Sulphur Co. (E.U.A), desde 1960, cuando se nacionaliza la Empresa lleva el nombre de “Comandante René Ramos Latour”.

Posteriormente surgieron cronológicamente las siguientes:

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

1974 Marinduque en Filipinas, actual NONOC.

1974 GREENVALE en Australia. Actualmente se están agotando sus yacimientos, procesa un elevado por ciento de minerales importados de Indonesia y Nueva Caledonia adoptando el nombre de QUEENSLAND NICKEL.

1980 Complejo Industrial TOCANTINS en Brasil, actualmente en explotación.

1987 Empresa “Comandante Ernesto Guevara de la Serna”, Punta Gorda, Moa, Cuba.

La Tecnología Carbonato-Amoniacal (TCA) o proceso CARON, está en desventaja con el resto de las plantas de tratamiento de minerales lateríticos debido a los bajos niveles de recuperación de dichos metales y los elevados costos de producción, dado principalmente por los portadores energéticos. (Taylor, 1995)

Los bajos índices de eficiencia de la Tecnología pone en peligro su existencia, lo que para nuestro país tiene gran repercusión teniendo en cuenta que la exportación del óxido de níquel y del sulfuro de níquel+cobalto constituyen uno de los principales renglones de la economía cubana, así también, en torno a esta industrias se han instaurado valores socio-políticos, tradiciones culturales y deportivos, exponentes de la identidad del país.



Los índices de eficiencia actual de recuperación del níquel y el cobalto de las Industrias cubanas son inferiores al de otras industrias con semejante tecnología.

Esta situación, que es más significativa en la Empresa Comandante René Ramos Latour, ha llevado a los investigadores a encaminar los esfuerzos para determinar los factores causales que inciden sobre los bajos extractables en la reducción y las altas diferencias entre este y el lixiviado y lavado como resultado del proceso industrial.

Los índices de eficiencia de recuperación de los metales se determinan fundamentalmente a partir del valor de la extracción obtenida en el proceso de lixiviación y el extractable ofrecido por hornos de reducción, siendo esta área centro de atención para este trabajo.

En pruebas a escala de Planta Piloto se han obtenido valores de eficiencia de extracción de níquel más del 100% (respecto al mineral reducido, dado por la prueba QT); lo que demuestra que la prueba QT tiene insuficiencias, sobre lo que se han propuestos estrategias aun en investigación (Rojas, et al. 2004); sin embargo los autores sostienen que dicha prueba QT es esencial para evaluar el comportamiento de la reducción y comparar los extractables con el teórico calculado por la ecuación (1.1). Este modelo estadístico se obtuvo a partir de datos históricos relacionando las características del mineral alimentado al horno y el extractable de níquel que ofrece la reducción.

A escala de laboratorio en horno SELAS (Tavío, et al. 2004), se obtienen extractables de níquel de alrededor de un 95%, sin embargo los del cobalto no han podido alcanzar valores de un 70% en condiciones de reducción y características mineralógicas consideradas muy favorables.

En la actualidad la empresa procesa minerales de un nuevo frente de minería que posee características físico-químicas diferentes a las anteriores, es por ello que se requiere modificar los métodos de operación de los hornos para lograr mejores



resultados, hoy la diferencia del extractable teórico y el obtenido reflejan una diferencia superior a un 7 %, perdiéndose níquel con posibilidades de recuperar.

El proceso de recuperación de níquel y cobalto de la Empresa Comandante René Ramos Latour se puede dividir en 6 plantas o etapas principales.

1. Preparación del Mineral: El mineral húmedo procedente de la mina se deposita en el patio, se homogeniza y envía a trituración, secado y molienda. Se obtiene como producto el mineral seco y molido, el que se bombea de forma neumática a los silos de almacenamiento.
2. Reducción: El mineral se somete a un proceso de reducción en hornos de hogares múltiples para convertir parte del níquel y el cobalto presentes en el mineral como óxidos y silicatos, al estado metálico. Se obtiene como producto el mineral reducido.
3. Lixiviación – Lavado: El mineral reducido se lixivia en el licor carbonato amoniacal con la adición de aire. Se obtiene como producto el “Licor Producto”, enriquecido en níquel y cobalto y la cola como desecho.
4. Precipitación de Cobalto: El cobalto contenido en el Licor Producto se precipita con hidrosulfuro de amonio y se obtiene en forma de sulfuro de Cobalto y el Licor producto descobaltado.
5. Recuperación de Amoníaco: El amoníaco y el dióxido de carbono presentes en el Licor Producto y la cola procedentes de la lixiviación se recuperan por destilación. Se obtienen como productos el carbonato de níquel, al destilar el licor producto; la cola destilada, la cual se envía al dique como reserva mineral; agua residual con baja concentración de níquel, amoníaco y azufre, la que se vierte al mar; además se produce licor fresco que se recircula al proceso de lixiviación y sulfuro de níquel que es embasado.
6. Calcinación y sinterización: El carbonato de níquel se espesa, filtra, calcina y sinteriza, obteniéndose el Sínter como producto final.

## **Metodología de la investigación**



**Situación problemática:** Teniendo en cuenta los bajos niveles de extractables de cobalto y de níquel en el proceso de reducción al procesar minerales de un nuevo frente de minería que implica cambios operacionales en los hornos en cuanto a temperatura y tiempo de retención y a la diferencia significativa entre los extractables de la prueba QT y los extractables teóricos, se plantea como problema:

**Problema científico:** Insuficiente conocimiento acerca de las condiciones operacionales de los hornos de soleras múltiple para el tratamiento del mineral procedente del frente Pinares de Mayarí que implica una disminución en los extractables de cobalto y de níquel obtenidos en el proceso de reducción.

**Objeto de la investigación:** Horno de soleras múltiples número uno.

**Campo de acción:** Transformaciones físico-químicas que ocurren el proceso de reducción del mineral.

**Objetivo general:** Determinar nuevas condiciones de operación en los hornos de reducción que permitan incrementar los extractables de níquel y cobalto.

**Objetivos específicos:**

1. Determinar la composición química mineral alimentado a los hornos de reducción.
2. Determinar la composición química el mineral reducido que sale del horno de reducción.
3. Determinar qué tiempo de retención y temperatura en el hogar número cuatro, permiten lograr mejores extracciones de níquel y cobalto.
4. Determinar el tiempo de residencia del mineral en el horno.



**Hipótesis:** Si se modifican el tiempo de retención del mineral y la temperatura en el hogar cuatro de los hornos de reducción, entonces es posible incrementar los extractables de níquel y cobalto para el mineral procedente de Pinares de Mayarí.

**La estructura del trabajo es la siguiente:**

**Estudio bibliográfico:** Se exponen las teorías que justifican la metodología experimental, asociadas a las variables que determinan las extracciones de níquel y cobalto en el proceso de reducción en la Tecnología Carbonato Amoniacal.

**Metodología de la investigación:** Se plantea el problema científico, el objeto de estudio, la hipótesis y los objetivos de investigación, se describe la metodología experimental, los métodos de análisis y materiales empleados.

**Resultados Experimentales:** Se presentan los resultados de los análisis químicos de las características del mineral alimentado y reducido, así como la determinación de los tiempos de retención y el mejor modelo estudiado en el horno.

Finalmente, se plantean las **Conclusiones, Recomendaciones, Bibliografías y Anexos.**

**Los aportes de la investigación son:**

**En lo Científico:** Incorporar conocimiento sobre varios factores que contribuyen a la eficiencia en el proceso de reducción del horno uno (1) de la empresa René Ramos Latour.

**En lo Social:**

Con este trabajo se persigue aprovechar al máximo los recursos minerales al optimizar la reducción y mejorar el medio ambiente.

**En lo Económico:**

Incrementar el extractable de níquel, por consiguiente aportar recursos financieros al país.



## 1 Marco Teórico

### 1.1 Definiciones básicas

Mineral alimentado: Mineral seco y molido que se envía al proceso de reducción.

Calidad del mineral: Características físico-químicas del mineral en cuanto a composición de metales, aleaciones y diferentes fases en que puedan encontrarse.

Número de mineral (Na): Es una medida de las características mineralógicas del mineral alimentado al proceso. Relación que existe entre los elementos Ni, Fe, MgO y SiO<sub>2</sub> del mineral alimentado. Estudios han establecido relaciones entre el número de mineral y la velocidad de sedimentación, así también con el extractable teórico. (Tavío, et al. 2005).

Mineral reducido: Mineral que descargan los hornos de reducción y se alimenta a la Planta de lixiviación, de color negro donde los óxidos de níquel y cobalto han pasado a estado metálico.

Extractable: Valor máximo de extracción de níquel y cobalto posible a obtener durante la lixiviación, y al procedimiento se le denomina prueba QT.

Extractable teórico: Valor del extractable obtenido por un modelo ajustado por una recopilación de datos de muchos años, determinada por la expresión siguiente:

$$\text{Ext Ni}_{\text{Téorico}} = e^{(4.423344+0.05124*\ln(NA))} \dots\dots\dots (1.1)$$

Prueba QT: Consiste en lixiviar el mineral reducido a condiciones intensas de aereación, a una dosis de 630 m<sup>3</sup> de aire/t de mineral reducido, alrededor de 5 veces el aire que se alimenta al proceso industrial; concentración de amoníaco 120 g/l, relación amoníaco-dióxido de carbono entre 1.6 -1.8, relación líquido-sólido 14/1 y tiempo de retención de 3 horas.

Productividad: Toneladas por hora de mineral alimentadas al horno.



Cámara de combustión: Dispositivo donde se encuentra el quemador y se produce la combustión del petróleo, obteniéndose gases calientes para garantizar el calentamiento de los hogares del horno y reductores para la reducción del Ni y el Co.

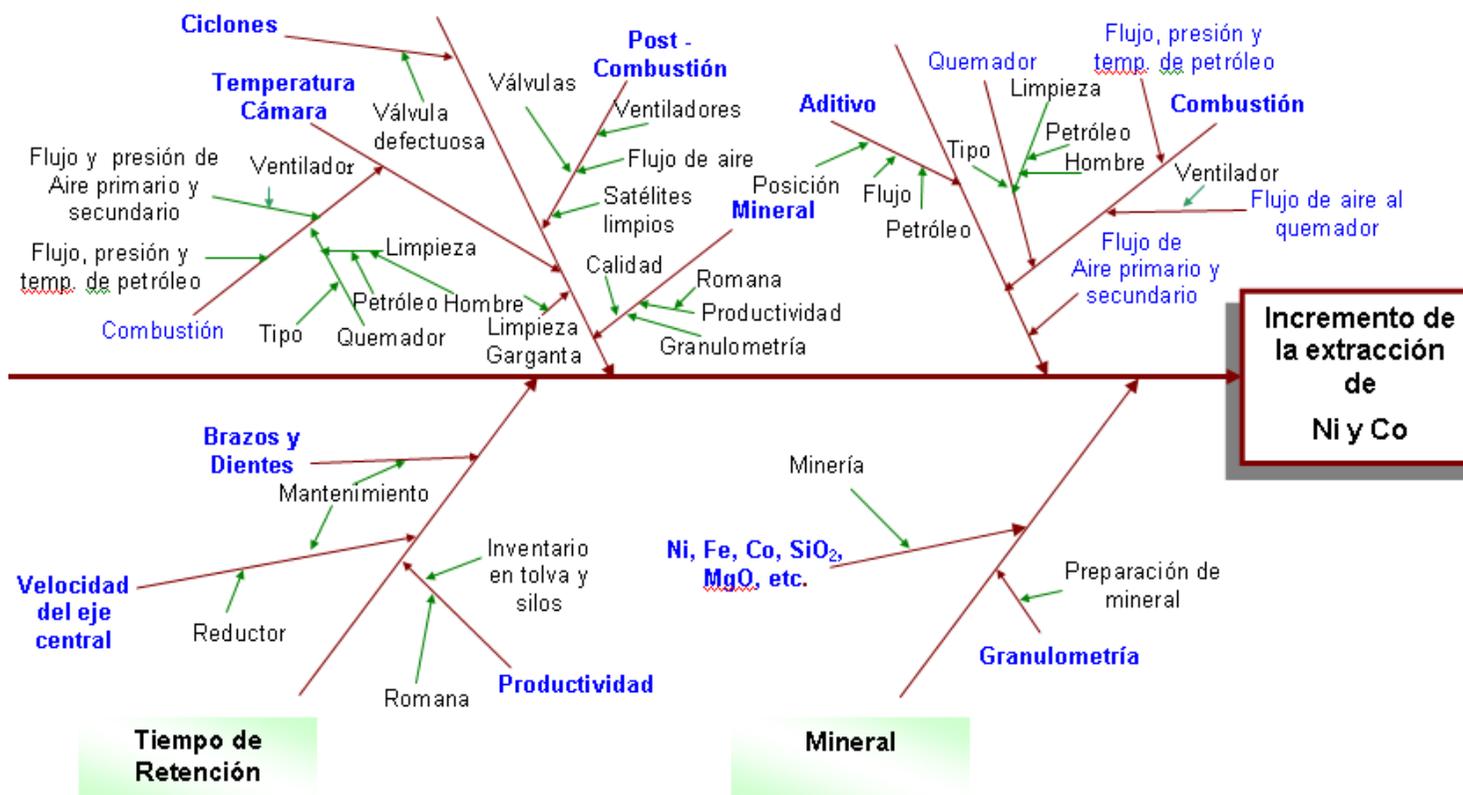


Fig. 2 Variables que inciden en la extracción del níquel y cobalto durante la Reducción.



## **1.2 Factores que influyen en la reducción de metales en minerales.**

En la reducción del níquel y cobalto por la tecnología carbonato amoniacal se han identificado una serie de factores químicos – físicos que inciden significativamente en los índices actuales de eficiencias de recuperación de dichos metales, como son: temperatura, tamaño de partículas, concentración y flujo de gases reductores, características físico – químicas del mineral alimentado, tiempo de reacción o retención del mineral en el horno, entre otros conocidos como presión del gas reductor, presión del vapor de agua, compacidad del mineral, características del producto de la reacción, etc.

En la Fig. 2. se muestra un diagrama causa – efecto donde se relacionan las variables que inciden en las extracciones de níquel y cobalto.

### **1.2.1 Influencia de la temperatura**

Este es un parámetro fundamental en todo el proceso pirometalúrgico, ya que la temperatura facilita el cambio de estado o el debilitamiento de la estructura cristalina.

En investigaciones realizadas se ha podido conocer que las pérdidas de níquel producto al perfil de temperaturas logrado en el horno son significativas y se han identificado las siguientes:

1. Pérdidas en la zona de calentamiento.
2. Pérdidas en la zona de transición.
3. Pérdidas en la zona de reducción.
4. Pérdidas por bajas temperatura.

#### **1.2.1.1 Pérdidas en la zona de calentamiento**

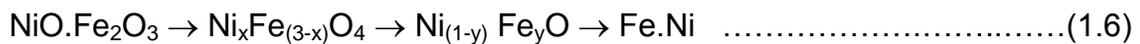
En la zona de calentamiento y secado, que comprende los hogares del 0 al 4 del horno, las temperaturas oscilan de 95 a 540 °C, aunque se trabaja con valores superiores en el hogar 4, debido al proceso de postcombustión que ocurre en ese



hogar por el aire añadido al mismo para aprovechar los reductores que van a salir del horno y que posibilita ahorro de energía, ocurriendo las reacciones siguientes en el intervalo de temperatura que se señala:

<u>Principales Reacciones que ocurren:</u>	<u><math>\Delta T, ^\circ C</math></u>
$2FeOOH \rightarrow \alpha Fe_2O_3(S) + H_2O(g)$	280-400.....(1.2)
$Al_2O_3 \cdot 3H_2O \rightarrow \gamma-Al_2O_3(s) + 3H_2O(g)$	240-450.....(1.3)
$Fe_2[Si_4O_{10}] \cdot (OH)_2 \cdot H_2O \rightarrow Fe_2[Si_4O_{10}]O_{(s)} + 2H_2O(g)$	250-540.....(1.4)
$Al_4[Si_4O_{10}] \cdot (OH)_8 \cdot 4H_2O \rightarrow Al_4[Si_4O_{10}] \cdot (OH)_{8(s)} + 4H_2O(g)$	100-200.....(1.5)

En esta zona existe una variación brusca de la temperatura del mineral producto del proceso de postcombustión, y es donde regularmente se opera industrialmente con un perfil de temperatura superior al deseado, causando pérdidas de Ni en forma de espínelas  $[Ni_xFe_{(3-x)}O_4]$ , óxidos de Fe  $[Ni_{(1-y)}Fe_yO]$  desproporcionados debido a la cristalización brusca de la Goethita hasta Hematita, la que da lugar al endurecimiento de la misma, quedando el Ni atrapado dentro de ella, y por tanto, ofreciendo una elevada resistencia a la difusión para cualquier reductor. Como consecuencia, la reducción del Ni se efectuará en la matriz de los óxidos de hierro durante su evolución como Hematita, Magnetita, FeO y finalmente Fe metálico. (Chang, 2000) En la etapa de reducción de la Hematita hasta Magnetita, el Ni quedará en la matriz de la masa de Magnetita no reducida hasta FeO en forma de Espínela, a su vez, el Ni que pasó a la matriz del FeO que no se redujo hasta Fe lo desproporciona estequiométricamente y se perderá dentro del mismo. El Ni portado por el FeO que fue reducido hasta Fe formará la solución sólida Fe.Ni. Todo lo anterior puede ser representado por el esquema siguiente:





### 1.2.1.2 Pérdidas en la zona de transición

En la zona de transición (Reducción Parcial + Disociación) que comprende los hogares del 5 al 9 las temperaturas varían desde 540 a 625 °C, aunque se trabaja con valores superiores en el hogar 9 y ocurren las reacciones siguientes en el intervalo de temperatura que se señala:

<u>Principales Reacciones que ocurren</u>	<u>ΔT, °C</u>
$Fe_2[Si_4O_{10}]O_{(s)} = Fe_2O_3 \cdot 4SiO_{2(Amorfo)}$	540-625.....(1.7)
$Al_4[Si_4O_{10}] \cdot (OH)_{8(s)} \rightarrow 2Al_2O_3 \cdot 4SiO_{2(Amorfo)} + 4H_2O_{(g)}$	550-650.....(1.8)
$Co_2O_3 \cdot (MnO)_{11} \cdot nH_2O \rightarrow Co_2O_3 \cdot (MnO)_{11(s)} + nH_2O_{(g)}$	400-600.....(1.9)
$\alpha SiO_2 = \beta SiO_2$ t. crítica= 573 °C	500-650.....(1.10)

Y reacciones de reducción parcial con gases reductores (Ver reacciones de la 1.17 a la 1.23)

En la zona de transición comienzan a ocurrir disociaciones de los minerales silicatados cuyos productos son amorfos, y por tanto, intercambiadores potenciales de iones, posibilitando la variación impredecible de las propiedades físico-químicas de dichos compuestos, y por tanto, su posible cristalización más temprana en forma de espínelas complejas de silicatos de Al y Fe dentro del cual se pueden encontrar el NiO libre y otros iones producto de la migración. Por este mecanismo se han detectado espínelas con un contenido de 5,9 % de Ni y 1 % de Cr. (Chandra, 1976).

### 1.2.1.3 Pérdidas en la zona de reducción

En la zona de reducción que comprende los hogares del 10 al 16 donde oscilan la temperatura de 660 - 730 °C, aunque se trabaja actualmente a mayores temperaturas en el hogar 15 y ocurren las reacciones siguientes en el intervalo de temperatura que se señala:

<u>Principales Reacciones</u>	<u>Δt, °C</u>
-------------------------------	---------------



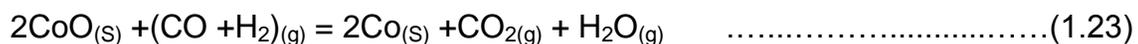
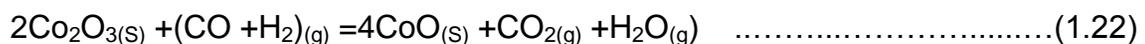
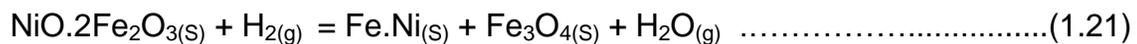
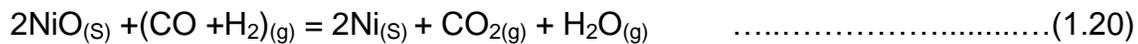
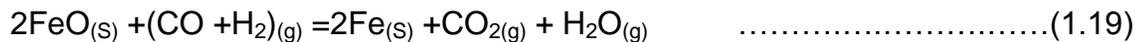
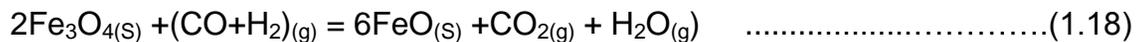
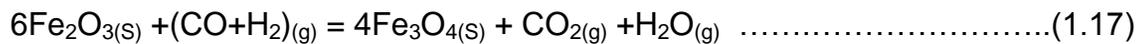
Disociación de los minerales serpentínicos: Antigorita y Lizardita.



Forsterita + Enstatita



Reacciones de reducción de los óxidos de Fe, Ni y Co.



La zona de mayor peligrosidad de pérdidas de Ni es la de reducción activa, por cuanto al riesgo anterior se le suma la descomposición de los silicatos de Mg, representando una masa significativa que compite con la reducción de los compuestos. A pesar de las condiciones tecnológicas favorables a la velocidad de reducción del Ni, siempre habrá un % significativo de pérdida de Ni proporcional a la masa de serpentina incorporada al proceso. Las principales fases portadoras de Ni no lixiviable detectadas son: Olivinos del tipo  $(\text{Mg}, \text{Fe})_2 \cdot \text{SiO}_4$  y Espínelas complejas de Mg, Fe, Al y Si (Castellanos, 1978).



#### **1.2.1.4 Pérdidas por bajas temperaturas**

El níquel se pierde con la masa de minerales del grupo de la serpentina y espínelas que no se descomponen totalmente durante el tiempo de retención del mineral en el horno, y por la insuficiente temperatura para que se efectúe dicha descomposición.

Para el Cobalto, los valores de extracción son bajos (40 - 60 %) debido a su pobre contenido en el mineral alimentado, a su presencia en forma trivalente y a las altas temperaturas que requiere su óxido bivalente para ser reducido completamente (900 -1000 °C). En las condiciones actuales de reducción es necesario un mayor tiempo de retención del mineral y concentración de reductores para compensar el déficit de energía.

#### **1.2.2 Influencia de las características físico-química del mineral alimentado**

Se sabe que dos muestras conteniendo iguales % de Ni, Fe, MgO, SiO<sub>2</sub> y granulometría, no necesariamente se comportarán de la misma forma a los efectos de la reducción, y ello se debe a que estructuralmente pueden ser diferentes. Esta diferencia de estructura, está dada por el proceso formativo del mineral y por la forma en que estén combinados los elementos. (Águila, 1970).

La composición química del mineral influye directamente en los resultados de la reducción. Atendiendo a esta se fijan las temperaturas en el horno y el régimen de calentamiento de mineral así por ejemplo:

- Cuando el mineral es serpentínico o sea que su contenido de hierro es bajo, (25 - 35 % de Fe) el régimen de temperatura debe ser más alto, así como la concentración de reductores debe ser elevada para reducir el níquel en el momento del debilitamiento de los cristales por la expulsión de agua cristalina.
- Para el mineral laterítico las condiciones de reducción pueden ser menos severas ya que estos minerales se reducen a menores temperaturas,



además se ha demostrado que existe una relación directa de extracción de níquel con el número de mineral como se expone en el acápite 2.6.2.

### 1.2.3 Influencia del aditivo en la reducción

#### 1.2.3.1 Petróleo como aditivo

Lograr estabilizar el perfil de temperatura en la primera zona garantiza un mejor aprovechamiento de la energía del aditivo (reductor) y contribuye a evitar las pérdidas de Ni analizadas en el acápite 1.2.1.1. En este caso las condiciones teóricas de reducción se pueden representar por las reacciones generales siguientes:

#### Posibles reacciones de reducción con petróleo aditivo.

Condiciones teóricas de Reducción	$\Delta T, ^\circ C$	
$3Fe_2O_{3(S)} + 0,5C_{(L)} = 2Fe_3O_{4(S)} + 0,5CO_{2(g)}$	200-400	.....(1.24)
$Fe_3O_{4(S)} + 0,5C_{(L)} = 3FeO_{(S)} + 0,5CO_{2(g)}$	400-800	.....(1.25)
$2FeO_{(S)} + C_{(L)} = 2Fe_{(S)} + CO_{2(g)}$	800-1200	.....(1.26)
$3NiO_{(S)} + (C + H_2)_{(L)} = 3Ni_{(S)} + CO_{2(g)} + H_2O_{(g)}$	400-900	.....(1.27)
$3CoO_{(S)} + (C + H_2)_{(L)} = 3Co_{(S)} + CO_{2(g)} + H_2O_{(g)}$	~1000	.....(1.28)

Como se puede observar, las reacciones que más se potencian en el horno son la 1.24, 1.25 y 1.27. Las restantes requieren de temperaturas más elevadas para que se efectúen con un alto grado de completamiento.

Existen diferentes métodos de adición del petróleo al mineral, en el año 1993 el investigador Héctor Alepuz realizó un resumen de las variantes estudiadas para la adición de petróleo, en las que refirió las presentadas en la tabla # 1.1, por lanzas directamente al horno de reducción, en la correa donde descargan los secaderos el mineral seco que va a molerse y en una mezcladora a la entrada del horno de reducción.(Alepuz, 1993)



Tabla 1.1 Comparación de los diferentes métodos de adición de petróleo al mineral. (fuente, Alepuz, 1993)

	LANZA	CORREA	MEZCLADORA
Costo de la Inversión.	Es más alto que el de adición en correa, pero mucho más bajo que el de la mezcladora.	Tiene el costo de inversión más bajo.	El costo de inversión es alto y muy superior a las otras variantes.
Aprovechamiento del petróleo.	Es la mayor ventaja de la lanza.	Es el peor. Las pérdidas son del 25%. La cantidad grande de petróleo que se pierde por volatilización antes de llegar al hogar 4 puede hacer insostenible este sistema.	Es menor que las pérdidas en la correa. Al igual que en la correa antes de llegar al hogar 4 una parte de los volátiles se pierde y se va al electrofiltro sin quemar. Estos volátiles no se reflejan en el contenido de CO en los gases de chimenea porque son hidrocarburos sin quemar.
Dispersión del petróleo.	Resultados peores, pero sin consecuencias para el proceso cuando es bien operado.	Produce la mejor mezcla posible con el mineral.	Se logra una mejor dispersión que en la lanza pero inferior a la correa.
Automatización.	Es algo más elaborado que para la correa puesto que se necesita un	Es la más sencilla. Tiene un solo punto que controlar.	Requiere las mismas condiciones que las lanzas.



	sistema de control independiente para cada horno. Es igual en complejidad que para la mezcladora		
Almacenaje.	No se almacena mineral mezclado con petróleo.	Esta es la única variante en que se necesita almacenar mineral mezclado con petróleo. Se ha cuestionado el peligro latente de explosión e incendio que existe por la evolución de volátiles en los silos y el sistema de succión de secaderos.	No se almacena mineral mezclado
Adaptabilidad a la planta.	Es perfectamente adaptable sin hacer modificaciones a los equipos existentes.	Es perfectamente adaptable.	La salida discontinua de nuestras romanas representa una seria desventaja a la operación de la mezcladora que requiere de un flujo estable de mineral. Es necesaria hacer una adaptación bastante elaborada en cada uno de los hornos en que se monten las mezcladoras, para



			almacenar el mineral luego de haber sido pesado.
--	--	--	--

### 1.2.3.2 Aditivos sulfurosos

#### 1.2.3.2.1 El proceso de la Universal Oil Products (U.O.P) (Chang, 2000)

Piloteado y propuesto para el Proyecto de Guanijabo en Puerto Rico. Este consiste en la adición de pirita o materiales contenedores de azufre y/o NaCl al mineral que contiene serpentina en apreciable cantidad logrando extracciones de 86 - 88 % Ni y 70 % de Co a una temperatura de reducción menor que la habitual de 650 °C, así como un menor tiempo de retención del material. Ambos factores contribuyeron a disminuir la formación de forsterita y a catalizar la disociación de los minerales serpentínicos.

#### 1.2.3.2.2 El proceso del Buró de Minas de U.S (Siemens, 1977)

Es la modificación más radical del proceso CARON original, el cual fue diseñado para tratar lateritas de los Estados Unidos pobres en Ni menor que 1 % con un contenido de Cu apreciable. Lo común con el proceso U.O.P. es el uso de pirita como aditivo al mineral entre 1 - 2 % en peso. La tostación reductora se realiza a una temperatura más baja 525 °C - 550 °C en comparación con el U.O.P, la recuperación de Ni es de 90 - 93 % y la de Co oscila en un amplio rango 80 - 92 %. En los elevados indicadores de recuperación de metales están incluidas las operaciones de lixiviación y lavado, en la primera se minimizan las pérdidas de Co por coprecipitación con los OHH debido al empleo de 2 etapas de lixiviación con sulfato de amonio concentrado, en el cual es posible controlar la oxidación e hidrólisis de los iones de Fe (II).

#### 1.2.3.2.3 El Proyecto de Buruktal (Rezvanov, 1985)

Contemplaba la adición simultánea de pirita (hasta 4%) y fuel-oil (hasta 3%) a mezclas lateríticas con alto contenido de serpentina. Los mejores resultados en el pilotaje fueron logrados con el Co, mientras que el Ni se mantuvo en el límite



tradicional debido a las altas temperaturas empleadas 700-760°C que favorecieron la formación de forsterita. En la tabla #1.2 se hace un resumen de los resultados analizados con aditivos.

Tabla 1.2 Resultados de la reducción con aditivos a escala de planta piloto

(fuente Chang, 2000)

Tipo de proceso	U. O. P	U. S. B. M.	Buruktal
Tipo de aditivo	NaCl, S, FeS <sub>2</sub>	FeS <sub>2</sub> (1,2% en limonita y hasta 10% en serpentina)	3% fuel-oil 4% FeS <sub>2</sub>
Temperatura máxima de reducción, °C	650	525 - 550	700 - 750
Extracciones (Lixiviado y lavado) %			
Ni	86 – 88	90 – 93	80
Co	70	81 - 92	70

### 1.2.3.3 Carbón antracita como aditivo

Con la adición de 1 % de carbón antracita al mineral procesado en el horno de reducción de Planta Piloto de Nicaro se obtiene como resultado valores bajos de extracción, 67.53 % de Ni y 49.44 % de Co y para lograrlo fue necesario trabajar con temperaturas en el hogar 4 de 850 a 900 °C.

En el horno industrial N° 18 se utilizó también este aditivo a un 0.85 %, obteniéndose 72.32 % de Ni y 38.80 % de Co y la temperatura en el hogar 4 se trabajó entre 600 y 700 °C. (García, 1985).



#### **1.2.4 Influencia de la Granulometría**

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

En la práctica se trabaja con un 83 – 85% de fracción  $-0,074$  mm, con lo que se puede lograr extracciones aceptables para este proceso sin que el arrastre de polvo sea incrementado sustancialmente.

Un efecto similar al producido en la zona de calentamiento puede causarlo también, las partículas menores de  $0,020$  mm, y en particular las menores de  $0,010$  mm debido al efecto de recalentamiento, al cual están sometidas por la naturaleza de su superficie activa, y además por la variación del comportamiento termodinámico de las micropartículas en relación con su macrocuerpo de origen (Petrov, 1986).

#### **1.2.5 Influencia de la concentración de gases reductores**

La reducción se lleva a cabo mediante el contacto de los gases reductores con el mineral. Ambas fases se ponen en contacto en la cama de mineral y las caídas del mineral de un hogar a otro.

En nuestro proceso al encontrarse el petróleo aditivo en hogares con temperaturas superiores a  $350^{\circ}\text{C}$ , comienza la descomposición del mismo, formándose el CO y  $\text{H}_2$  una vez reaccionado el carbono activo en la primera etapa de la cadena de reacción química, además la atmósfera reductora es enriquecida por el gas producto de la combustión incompleta en los quemadores de petróleo en las cámaras de combustión. La concentración de los gases influye directamente en la conversión del níquel, como puede verse en las reacciones químicas que se producen en el acápite 1.2.1.3.



### **1.2.6 Influencia de la compacidad del mineral**

Este ha sido un factor de importancia en el desarrollo de los hornos modernos, ya que fue detectado que el número de caídas de un hogar a otro influía directamente en los resultados de la reducción debido a que en el momento de las caídas ocurre mayor contacto entre las fases, y las partículas son bañadas completamente por el gas, calentándolas a las temperaturas indicadas y reduciendo el níquel. Lo que evidencia que entre más compacto esté el mineral menos posibilidades existe de su reducción.

### **1.2.7 Influencia del tiempo de retención**

En este equipo éste es un factor que incide directamente en los resultados de la reducción por el grado de terminación de la reacción, que en la práctica cotidiana se incrementa disminuyendo las revoluciones del eje central o disminuyendo la alimentación al horno.

## **1.3 Efecto de las aleaciones metálicas formadas durante la reducción**

La obtención de una buena metalización en Hornos de reducción favorece la extracción de Ni y Co en lixiviación, al pasar estos metales a complejos amoniacales luego de la aereación. Sin embargo, autores han demostrado que durante la reducción parte del níquel y del cobalto es capaz de formar aleaciones con el hierro y ello incide de forma negativa sobre la extracción.

En la literatura consultada no se exponen las condiciones de hornos que benefician la formación de estas aleaciones, pero sí cómo estas se pasivan en la lixiviación, por lo tanto afectándola. (Kasherinov, 1960, 1970; Nicoloski, et al 2003; Nicol, et al., 2004).

### **1.3.1 Pasivación en presencia de tiosulfato**

En trabajos realizados (Nicol, et al. 2004) se construyó un electrodo de hierro metálico puro (electrodo de trabajo) y se estudió su comportamiento electroquímico durante la disolución en soluciones carbonato amoniacales de distinta composición. Para medir el potencial emplearon un Potentiostat /



Galvanostat EG & GPAR Medel 273A conectado a un software de electroquímica (SOFTCORR III). Los resultados de medición electroquímica a escala de laboratorio sugirieron que el hierro es capaz de pasivarse en el proceso de lixiviación debido a la interacción del tiosulfato con los metales disueltos.

Otros resultados fueron expuestos por (Chang, 1993, 1995), que han permitido concluir que este efecto depende de la concentración de tiosulfato en el licor. En el caso de la prueba QT, la concentración de azufre es muy baja, porque se parte de licores amoniacales puros, pudiéndose despreciar este efecto.

### **1.3.2 Pasivación por oxígeno**

En trabajo realizado (Nikoloski, 2003) se construyó un electrodo de hierro metálico (electrodo de trabajo) y se estudió su comportamiento electroquímico durante la disolución en soluciones carbonato amoniacales con y sin tiosulfato, típicas de proceso.

Con el objetivo de investigar si una suficientemente alta concentración de oxígeno disuelto puede pasivar el hierro en la ausencia del tiosulfato, se aereó la solución con oxígeno y se aumentó la transferencia de masa al electrodo incrementando la velocidad de rotación del electrodo de 200 rpm a 1000 rpm. El hierro en soluciones típicas del proceso CARON se puede pasivar en la presencia o no de tiosulfato, cuanto hay una alta concentración de oxígeno disuelto sobre la superficie del electrodo.

### **1.3.3 Composición de la aleación**

En experimentos realizados (Nicol, et al. 2004) en una celda de cristal usando el sistema convencional de tres electrodos, los cuales tienen como electrodo de trabajo un electrodo de discos rotatorios (RDE); de referencia, un electrodo saturado de CALOMEL, además de un electrodo de platino. El electrodo de referencia se separó del electrolito mediante un puente salino conectado en una la celda de cristal. Para generar la curva de polarización se operó con un EG &



GPAR Medel 273<sup>a</sup> Potentiostat / Galvanostat con un SOFTCORR III (software de electroquímica).

Tabla 1.3 Composición del área superficial de los electrodos de discos rotatorios

Composición (%) masa		Área (cm <sup>2</sup> )
Aleaciones de hierro	Fe 95 / Ni 5	0.278
	Fe 90 / Ni 10	0.274
	Fe 80 / Ni 20	0.277
	Fe 64 / Ni 36	4.856
	Fe 55 / Ni 45	1.228
	Fe 99 / Ni 0.1	0.265
	Fe 99.8 / Ni 0.2	0.283
	Fe 99.0 / Ni 1.0	0.265
	Fe 99.5 / Cu 0.5	0.274
	Fe 78.5 / Ni 20 / Co 1.0 / Cu 0.5	0.272
	Fe 69.5 / Ni 30 / Co 0.5	0.274
	Fe 55 / Ni 20 / Cr 25	2.834
Metales puros	Fe 99.98	0.221
	Ni 99.99	0.264
	Co 99.9	0.278
	Cu 99.9	0.268
	Pt 99.99	0.032

Entre todos, la mayor velocidad de disolución medida es la del hierro puro, tanto en soluciones aireada como sin aeración. Para aleaciones de Fe / Ni, se muestra



que la velocidad de disolución disminuye con el incremento de níquel en la aleación. Los resultados obtenidos para aleaciones de hierro-cobalto (Fe/Co) indican que la presencia del cobalto también provoca una ligera disminución de la velocidad de disolución comparado con la obtenida para el hierro puro. Las aleaciones se prepararon con muy poco cobalto, con el objetivo de simular la composición del mineral reducido. Los resultados para la aleaciones de hierro - cobre (Fe-Co) mostraron una velocidad de disolución similar a la medida para las aleaciones hierro - cobalto. Estos resultados para los electrodos de aleaciones complejas también dieron relativamente baja velocidad de disolución, valores cercanos a la medida para el níquel y el cobalto puro.

#### **1.4 Efecto del aire secundario**

En la época de explotación de la industria por compañías norteamericana se concibió el Proyecto P 73024. Efecto del aire secundario en H- 4 y H- 6 sobre la extracción y el consumo de combustible.

El objetivo de este proyecto era valorar si era más económico emplear aire secundario en los hogares 4 y 6, disminuyendo el consumo de petróleo y determinar si las pérdidas de extracción de níquel se compensaban con el ahorro de petróleo.

En 1979 el CIPIMM (Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica) realizó un trabajo cuya base técnica consistió en el aprovechamiento del poder calórico de los gases en los hogares H-4 y H-6, analizando la disminución del uso de combustible y la posible influencia sobre la extracción de níquel.

Esta investigación no fue concluyente pero dio una idea del grado de afectación a la reducción de níquel empleando cada variante.

A escala industrial se realizaron las pruebas siguientes:



1. Sin adición de aire en los hogares 4 y 6, ni petróleo aditivo y empleando gas como reductor solamente.
2. Adición de aire secundario en los hogares 4 y 6 empleando gas pobre como reductor.
3. Empleo de petróleo aditivo como reductor y gas pobre, sin adición de aire en los hogares 4 y 6.
4. Utilización de petróleo aditivo como reductor y gas pobre, adicionando aire en los hogares 4 y 6.

Al revisar los resultados obtenidos en las cuatro pruebas podemos ver el incremento del consumo de petróleo cuando no se adiciona aire secundario y la afectación de las extracciones son pocas. En la tabla 1.4 se presentan los resultados.

Tabla 1.4 Resultados obtenidos en las pruebas realizadas

Prueba	Alimentación t/h mineral seco	Ni %	Fe %	Petróleo consumido Kg/t mineral seco	Gas pobre pie <sup>3</sup> /t mineral seco alimentado	Extracción QT %
1	11,915	1,240	43,12	76,800	5158	83,24
2	12,00	1,246	42,17	59,180	5099	82,26
3	12,06	1,246	40,92	70,700	3326	81,27
4	11,95	1,234	39,37	58,737	2 636	82,30

### 1.5 Resultados obtenidos en la reducción con el mineral de Pinares de Mayarí

Se han realizado diversas investigaciones a escala experimental (horno Selas), planta piloto e industrial con el mineral de Pinares de Mayarí que en estos momentos es el único frente minero que se explota, del cual se han obtenido los resultados presentados en la tabla 1.5.



Tabla 1.5 Extracciones de níquel y cobalto obtenidas (Tavío, 2008)

Año	Escala	Extractable Ni %	Extractable Co %
1965	Planta Piloto	88.8	54.9
2006	Experimental	85.0 - 92.5	55.0 – 65.0
2006	Horno 5 Industria	81.2	45.0
2007	Planta Piloto	86.0	55.0
2007	Horno 1 Industria	81.5	54.7

Como vemos los resultados de las extracciones de Níquel están por encima de 81.2 % y los de cobalto de 45.0 % pero en la industria los resultados que se obtienen son inferiores según aparecen los del año 2007-2008, como se presenta en la figura 3.

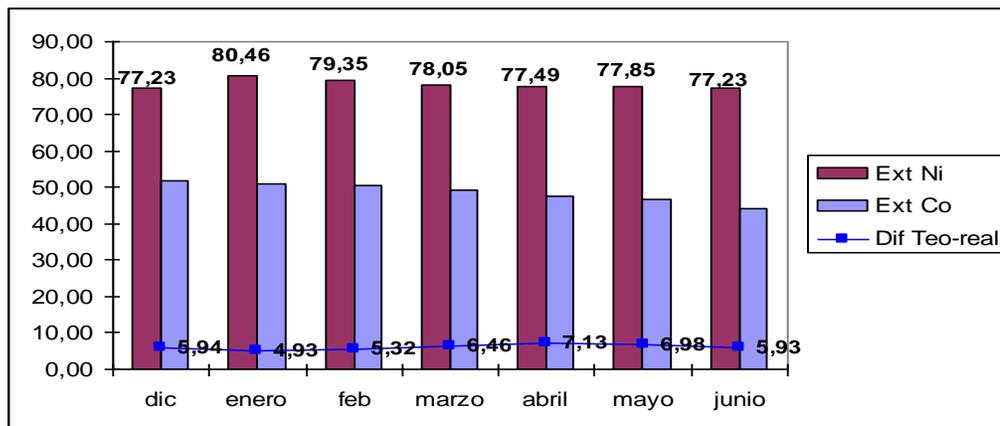


Figura 3 Extractable de níquel y cobalto en los hornos de Planta Vieja, desde diciembre 2007 hasta Junio 2008



### **Conclusiones del capítulo**

De acuerdo con el análisis realizado en los acápite del presente capítulo, donde quedan identificados los factores que influyen en la reducción del níquel en el mineral podemos plantear:

1. La reducción del níquel en el mineral depende de las temperaturas en las zonas de calentamiento, transición y reducción asociadas a las características físico - químicas del mineral que se procese. Es decir, para cada mineral hay que realizar un estudio y definir los rangos de temperaturas en cada zona.
2. El tiempo de retención del mineral en el horno es fundamental en la extracción de níquel y cobalto por lo que ajustando la productividad se pueden mejorar los resultados sin hacer cambios mecánicos al horno.
3. En la reducción se producen aleaciones metálicas que dificultan la lixiviación del níquel y el cobalto.



## **2 MATERIALES Y MÉTODOS**

### **2.1 Métodos y materiales**

Este capítulo tiene como objetivo exponer los materiales utilizados y los métodos que garantizaron la evaluación adecuada de los resultados obtenidos en el desarrollo del trabajo.

#### **2.1.1 Muestreo del mineral alimentado y mineral reducido**

El mineral de alimentación empleado en la investigación es tomada a través de un pequeño sinfín colocado en la parte inferior del sinfín que alimenta al horno (M -11), debajo de la romana, este trabaja de forma continua y va depositando la muestra en una tanqueta metálica o plástica durante las 12 horas de trabajo de cada turno. Luego se cuarteaba varias veces la muestra hasta dejar una muestra representativa para los análisis siguientes: Ni, Co, Fe, SiO<sub>2</sub>, MgO, Fracción Magnética, Densidad real y Aparente, Granulometría +100,+200,+325 mesh, así como la velocidad de sedimentación del mineral crudo.

La muestra de mineral reducido es puntual en el turno, se toma 5 veces en el día (8 a.m, 10 a.m, 12 p.m, 2 p.m y 4 p.m) en la descarga del enfriador de mineral tomándose la masa suficiente para realizar los experimentos, en condiciones estables de reducción, realizándole análisis de Ni, Fe, Co, Fe<sup>2+</sup>, Fe<sup>0</sup>, Ni<sup>0</sup>, FM, S y C y al mineral lixiviado por la Prueba QT (acápite 1.1) se le determina Ni, Fe, Co, Fe<sup>2+</sup> y FM.

Las muestras de mineral reducido se toman en kitasatos, ver Figura 2.1 con capacidad de 400 gramos de mineral reducido. Este recipiente tiene que estar provisto de un tapón de goma lo suficientemente ajustado y de un pedazo de manguera en el tubo lateral con una presilla ajustada de forma tal que no haya posibilidad de entrada de aire para evitar la reoxidación del mineral.



**Figura 2.1 Kitasato para tomar la muestra de mineral reducido.**

El kitasato se purgar con gas inerte (argón), mediante una corriente que se hará fluir a través del tubo lateral, extrayendo el tapón de goma en ese momento de la boca del Kitasato y colocándolo cuando se haya evacuado todo el aire, quedando el recipiente cargado de gas inerte. La muestra se tomará, manipulando con sumo cuidado para evitar la reoxidación.

### 2.1.2 Determinación del número de mineral

El número de mineral (NA) es una medida de las características mineralógicas del mineral alimentado al proceso. Estudios han establecido relaciones entre el número de mineral y el extractable teórico (Tavío, et al. 2004, 2005).

$$NA = \frac{Ni * Fe}{MgO * SiO_2} \dots\dots\dots(2.1)$$

NA :Número de mineral.

Ni :% Níquel.

Fe :% Hierro.

MgO :Magnesio expresado como óxido de magnesio (%).

SiO<sub>2</sub> :Silicio expresado como óxido de silicio (%).



### 2.1.3 Determinación del extractable por la Prueba QT

La prueba QT se desarrolla según procedimiento desarrollado en la Planta Piloto y aparece brevemente describe en la introducción.

Para determinar el extractable de Níquel y Cobalto se empleó la ecuación 2.2.

$$\text{EXT } M_e = \left[ 1 - \frac{(Me)_{QT} * (Fe)_{MR}}{(Me)_{MR} * (Fe)_{QT}} \right] * 100 \dots\dots\dots(2.2)$$

EXT : Extractable.

$M_e$  : Metal, Ni o Co.

MR : Mineral Reducido.

QT : Producto de la lixiviación.

### 2.1.4 Descripción de la instalación experimental de la prueba de lixiviación estándar (QT)

La instalación experimental cuenta con ocho Turboaeradores, cuyas dimensiones se resumen en la tabla 2.1.

**Tabla 2.1 Características de los turboaeradores para la prueba QT**

Características	Dimensiones
Diámetro del turboaerador (mm)	136
Altura del turboaerador (mm)	240
Diámetro del impelente (mm)	35
Ancho del bafle (mm)	25
Altura del bafle (mm)	140



Se utiliza un impelente de turbina abierta con cuatro paletas rectas, en la tabla 2.2 se muestran sus características.

**Tabla 2.2 Características del impelente**

Características	Dimensiones
Ancho del impelente (mm)	13
Espesor del impelente (mm)	1
Diámetro del eje del impelente (mm)	5
Largo del eje del impelente (mm)	300
Separación del fondo del turboaerador al impelente (mm)	5
Velocidad de rotación del impelente (rpm)	1250

El aire es suministrado al fondo del turboaerador mediante un tubo de 8 mm de diámetro que baja desde el lateral superior. El flujo de aire es conocido por un rotámetro a la entrar de cada turboaerador.

### **2.1.5 Muestreo del mineral reducido para la prueba de lixiviación estándar**

Después de tomado el mineral reducido en la descarga de los enfriadores de mineral como se explica en el acápite 2.6.1. Por el tubo lateral del Kitasato se introduce una pequeña corriente de gas inerte, aflojando la pinza de forma tal que exista una presión positiva dentro del mismo. Se saca el tapón de la boca de este y se coloca un sinfín preparado para tal efecto y el otro tramo de manguera de gas inerte se coloca en una entrada que posee el sinfín.



Mediante el sinfín se pesa 100 g del mineral reducido que contiene el kitsato echándolo en un beaker que contiene el licor, y que ha sido previamente tarado y se colocado sobre la balanza.

Esta mezcla de 1400 ml de licor fresco, con los 100 g se depositan en el turboaerador.

### **2.1.6 Preparación del licor de la prueba QT**

El licor empleado para los experimentos se prepara a partir de licores muestreados en el proceso industrial:

- Licor fresco: Este es el licor que se alimenta al proceso de lixiviación, con concentración de amoníaco entre 120 - 125 g/l y una relación amoníaco - dióxido de carbono entre 1.7-1.8.
- Licor de recirculación: Este proviene de la planta de Recuperación de amoníaco del proceso industrial. Se caracteriza por presentar mayor concentración de amoníaco que el licor fresco entre 135-140 g/l y relación amoníaco - dióxido de carbono entre 1.6-1.7.
- Hidróxido de amonio: Concentración de 200-220 g/l de amoníaco.
- Agua destilada.

Con algunos de estos licores, por balance de masa programado en una hoja de cálculo EXCEL, se determina el volumen a tomar de cada solución para preparar el licor con concentración de amoníaco 120 g/l y relación amoníaco - dióxido de carbono entre 1.6 -1.8.

### **2.1.7 Caracterización de horno de reducción**

La línea # 1 de reducción de la Empresa Comandante René Ramos Latour de Nicaro que se pudo a disposición de la investigación está formada por:

- Un sistema de colección del polvo.
- Tolva de alimentación.
- Romana.
- Hornos de soleras múltiples.
- Diez cámaras de combustión.



- Transportador rotatorio.(Jacoby).
- Enfriador rotatorio.(Cooler).
- Ventilador de post-combustión.

El horno es de soleras múltiples (17 hogares) de tipo Nichold – Herreshoff de forma cilíndrica con 21.33 m de altura y 6.87 m de diámetro, y tiene como objetivo principal reducir el óxido de níquel a níquel metálico haciéndolo apto para la lixiviación amoniaca.

Después de una reparación el horno cuenta con el eje central que gira a 1.3 rpm, con los 68 brazos, con 12 dientes cada uno, colocados correctamente, diez cámaras de combustión con cuatro quemadores SSB-10 y seis SSB-7 y una de las cámaras del hogar 15 desplazadas hacia el hogar 14.

El transportador M-7 (jacoby) y el enfriador de mineral (cooler) se encontraron en buenas condiciones técnicas, así como el resto de los equipos.

Faltó el analizador de gases continuo para el hogar 10 además como el mando a distancia que desde el panel se maneja el aire de post-combustión a los hogares 4 y 6 y el cilindro de la presión del horno.

### **2.1.8 Breve descripción del flujo tecnológico de Hornos de Reducción**

El mineral secado y molido, después de haber estado almacenado en los silos, se envía a la tolva del horno con capacidad de 126 toneladas. (ver fig. 2.4)

Este pasa al sistema de pesaje, Romana Tuxpan con capacidad máxima de 34 toneladas métricas por horas. El mineral es suministrado al embudo de pesaje por medio del alimentador de estrella (Feeder M-13), cuando se completa el peso deseado, el mineral será descargado al transportador M-11, este se encargará de transportar el mineral a la parte superior del hogar 0, donde penetrará al interior del horno y comenzará a descender, pasando de hogar a hogar describiendo una trayectoria en forma de zig-zag. En los hogares pares el mineral desciende por la periferia y en los hogares impares por el centro.

El mineral depositado en los hogares, antes de abandonarlo, también describe trayectoria en forma de zig-zag, esto lógicamente es beneficioso porque aumenta el contacto sólido - gases reductores, traduciéndose en un aumento de la reducción de los óxidos de níquel y cobalto. Esta trayectoria se consigue gracias a la disposición que tienen los dientes de los cuatro brazos de cada



hogar, es decir, en cada hogar, excepto H13, H14, H15 y H16, habrán tres brazos dirigiendo el mineral hacia el centro o periferia, según sea el caso y un cuarto brazo dirigiendo el mineral en sentido contrario. En la figura 2.2 se muestra un brazo con dientes del horno de planta piloto.

En el interior del horno se produce una corriente gaseosa que asciende por el interior del horno saliendo finalmente por la chimenea de los gases. La corriente está constituida fundamentalmente por:  $\text{CO}_2$ , vapor de agua,  $\text{CO}$ ,  $\text{H}_2$ , y  $\text{CH}_4$ , los cuales arrastran mineral que se recupera mediante dos ciclones y un ventilador (M-2) encargado de succionar desde la chimenea, los gases polvorientos y recuperar parte del polvo succionado, devolviéndolo al Hogar 0 a través de la descarga de los ciclones. Estos dos equipos en unión al electrofiltros (Cottrelles), conforman el sistema de limpieza de gases de la planta, logrando mejoras en la eficiencia y eliminando contaminantes al ambiental al incorporarse el mineral al proceso.

En la medida que el mineral va descendiendo a través del horno va exponiéndose a un aumento gradual de la temperatura y atmósfera reductora, la que se logra con el petróleo aditivo y con los gases reductores producidos por la combustión incompleta del petróleo en las cámaras de combustión. La temperatura óptima de la cámara será de  $1380 - 1420\text{ }^\circ\text{C}$ , esto permitirá alcanzar en cámaras 12.5 a 12.7 % de  $\text{CO}$ . En la figura 2.3 puede verse la cámara del horno de planta piloto.



**Figura 2.2 Brazo con dientes del horno de planta piloto.**



**Figura 2.3 Cámara de combustión del horno de planta piloto.**

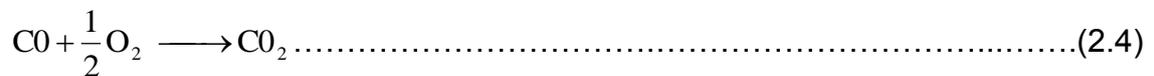


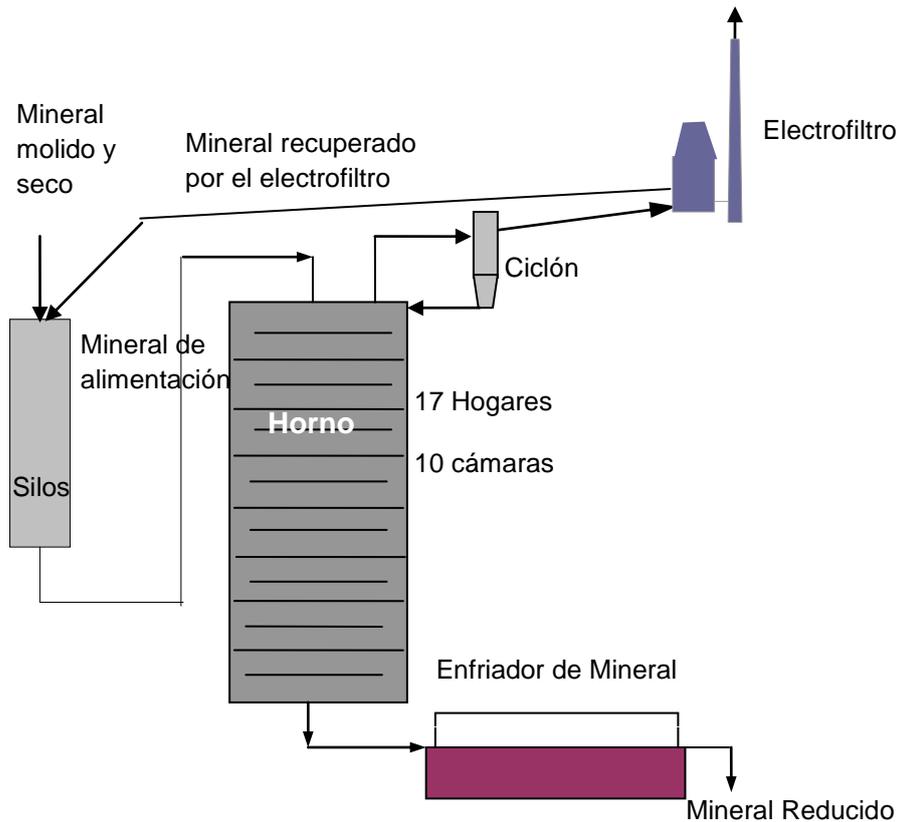
El perfil de temperatura se obtiene cuando se quema el petróleo en presencia del aire de combustión en las cámaras de combustión Prior, diez en total para cada horno, colocadas en H6, H8, H10, H12 y H15, emplean los quemadores SSB-7 y SSB-10. Bajo el perfil de temperatura en los hogares del horno se llevaran a cabo diferentes reacciones químicas entre los gases reductores y el mineral alimentado como se señalan en el acápite 1.2.3.1.

La post-combustión de los gases combustibles que han logrado llegar a la parte superior del horno, tiene lugar en los hogares 4 y 6, allí se alimenta aire caliente entre 150 y 200 °C extraído del eje central ideal para una combustión rápida y eficiente, complementada por los satélites instalados para esos fines, dando posibilidad a aumentar la productividad y disminuir la concentración de los gases combustibles (CO, H<sub>2</sub> y CH<sub>4</sub>) que puedan llegar a combustionarse en los electrofiltros, trayendo destrucciones parciales o totales de la instalación. La norma de CO es aproximadamente 3 % (en chimenea).\_\_

Las reacciones químicas 2.3, 2.4, y 2.5 son producidas entre estos gases combustibles y el oxígeno, proveniente del aire. Las reacciones son exotérmicas, donde el calor liberado es aprovechado para eliminar parte del agua que acompaña al mineral, este efecto lógicamente trae un efecto positivo en la disminución del consumo de petróleo en los quemadores.

Reacciones químicas más importantes en las post-combustión.





**Figura 2.4 Esquema del horno de reducción y equipos colaterales**

El mineral reducido es desalojado por el H-16 hacía el transportador rotatorio (Jacoby), que por medio de las cucharas de este lo traslada hasta el enfriador rotatorio de mineral (Cooler).

El enfriador recibe el mineral a una temperatura que oscila de 650 a 700 °C y debe entregarlo a la canal de lixiviación por debajo de 200 °C, con el fin de disminuir la solubilidad de MgO, disminuir pérdida de NH<sub>3</sub> y aumentar la capacidad de absorción del O<sub>2</sub> en la aereación.

### 2.1.9 Metodología para determinación del tiempo de retención

Para conocer el tiempo de retención del mineral dentro del horno se adicionó 100 kg de carbonato de sodio como trazador de forma instantánea por el hogar cero del horno, bajando ligeramente la presión unos minutos, manteniendo la operación estable donde el tonelaje previsto se mantuvo constante y las diez cámaras de combustión trabajando establemente para que el flujo de gases que arrastran mineral estén en valores normales de operación.



La toma de muestras del mineral reducido se realiza a la salida del horno mediante un muestreador sinfín situado en el hogar 16, tomándose la muestra inicial antes de la adición del carbonato de sodio y luego de añadirlo cada 5 minutos, hasta los 200 minutos cuando el tonelaje era de 25 t/h y hasta los 300 minutos cuando el tonelaje fue de 20 t/h, estos son los tonelajes extremos a utilizar en el horno con la condiciones existentes en el mismo.

Para caracterizar nuestra distribución determinamos la media o centroide de la distribución (Levenspiel, O.) para la curva C vs t, la cual solo se conoce para un número discreto de  $t_i$ , por lo tanto podemos calcular el tiempo de retención utilizamos la ecuación 2.6.

$$TR = \frac{\sum(t_i C_i * \Delta t_i)}{\sum(C_i * \Delta t_i)} \dots\dots\dots(2.6)$$

Para caracterizar los tipos de flujo no ideal en los recipientes. En unos modelos se establece la analogía entre mezcla de flujo real y la mezcla en los procesos difusionales, y se denomina modelo de dispersión. En otros se considera un conjunto de tanques de mezcla ideal, y hay otros que se suponen varias regiones de flujo conectadas en serie o paralelo.

En el modelo de tanques en serie propuesto por Levespiel es el modelo de un parámetro de aplicación más extendido para representar el flujo no ideal, el cual está descrito por la ecuación (2.7). Se supone que el reactor puede representarse por varios tanques de mezcla completa ideal del mismo tamaño en serie y el único parámetro es el número de tanques en serie.

$$E_\theta = \frac{N * \left( N * \frac{t}{tm} \right)^{N-1}}{(N-1)!} \exp\left( - N * \frac{t}{tm} \right) \dots\dots\dots (2.7)$$

Donde:

N: etapas o tanques en serie.



Para comparar los resultados experimentales con la predicción teórica, empleamos la ecuación (2.8).

$$E_{\theta} = E * tm = \frac{c_i * tm}{\sum (c * \Delta T)} \dots \dots \dots (2.8)$$

Donde:

E: Representa la curva de distribución de edad a la salida, es decir distribución del tiempo en el sistema.

Una vez calculado  $E_{\theta}$ , aplicando el error y tanteo en una hoja de cálculo EXCEL, es posible ajustar el modelo determinando N. Es recomendable calcular el error absoluto y relativo de la predicción.

A medida que N se incrementa, desde 1 hasta  $+\infty$ , el flujo en el recipiente varía desde el tanque Mezclado hasta el flujo Pistón.

### 2.1.10 Métodos de análisis químico

Los análisis químicos se realizaron en el laboratorio de la Unidad de Proyecto Nicaro, del Centro de Investigaciones del Níquel. Para ello se empleó un equipo de Absorción Atómica (EAA) tal como se muestra en la Fig. 2.5.



**Figura 2.5 Equipo de Absorción Atómica (SP-9)**

Los procedimientos de análisis químicos se muestran en la Tabla 2.3. La calidad de los mismos se verificó con controles internos sistemáticos y



controles externos en laboratorios de la Unión del Níquel, MINBAS.

Los códigos que aparecen en la Tabla # 2.3, se describen a continuación:

UPN: Unidad de Proyecto Nicaro, como institución que ejecuta.

PG: Procedimiento General.

V: Método Volumétrico.

G: método Gravimétrico.

A: Método Espectrofotometría de Absorción Atómica.

P: Método Potenciométrico.

LA-01: Licor amoniacal – (número consecutivo del método)

MRL: Mineral reducido alimentado.

ML: Mineral de alimentación.

Tabla 2.3 Procedimientos de análisis químicos

Análisis	Código	Título del procedimiento
<b>Licores</b>		
<b>NH<sub>3</sub></b>	<b>UPN – PG-V LA-01</b>	<b>Determinación de amoníaco en licores amoniacales. Método Volumétrico</b>
<b>CO<sub>2</sub></b>	<b>UPN – PG-V LA-02</b>	<b>Determinación de dióxido de carbono en licores amoniacales. Método Volumétrico</b>
<b>Fe<sup>2+</sup></b>	<b>UPN – PG-A LA-12</b>	<b>Determinación de hierro (II) en licores amoniacales. Método Volumétrico</b>
<b>S</b>	<b>UPN – PG-G LA-07</b>	<b>Determinación de azufre en licores amoniacales. Método Gravimétrico</b>
<b>SO<sub>4</sub><sup>2-</sup></b>	<b>UPN – PG-G LA-04</b>	<b>Determinación de sulfato en licores amoniacales. Método Gravimétrico</b>



$S_2O_3^{2-}$	UPN – PG-G LA-08	Determinación de tiosulfato en licores amoniacales. Método Gravimétrico
pH	UPN – PG-G LA-09	Determinación de pH en licores amoniacales. Método Gravimétrico
$E^0x$	UPN – PG-P LA-10	Determinación de potencial en licores amoniacales. Método Potenciostático.
<b>Mineral reducido</b>		
Ni, Co, Fe	UPN – PG-A MRL- 01	Determinación de níquel, cobalto y hierro en mineral en mineral reducido. Método Espectrofotometría de Absorción Atómica.
$Fe^{2+}$	UPN – PG-V MRL- 02	Determinación de hierro (II) en mineral reducido reducido. Método volumétrico.
$Ni^0$ , $Co^0$ , $Fe^0$	UPN – PG-G MRL- 11	Determinación de níquel, cobalto y hierro metálico. Método Espectrofotometría de Absorción Atómica.
<b>Mineral alimentación</b>		
Ni, Co, Fe	UPN – PG-A ML-01	Determinación de níquel, cobalto y hierro en mineral laterítico. Método Espectrofotometría de Absorción Atómica.
$SiO_2$	UPN – PG-G ML-02	Determinación de silicio en mineral laterítico. Método Gravimétrico.
MgO	UPN – PG-V ML-02	Determinación de magnesio en mineral laterítico. Método Volumétrico.



En la Tabla 2.4 se muestra el error absoluto admisible del análisis químico para el laboratorio.

**Tabla 2.4 Error absoluto admisible del análisis químico**

	Rango	$\Delta E$ (%)		(%)	
Licores					
	(g/l)				
Ni	-	0.300	Ni		0.020
Co	-	0.008	Co		0.080
Fe <sup>2+</sup>	-	0.500	Fe	>40 <50	0.800
NH3	>50 <100	0.800	SiO2	>5.0 <10.0	0.200
CO2	>10 <45	0.700	MgO	>5.0 <10.0	0.300
S	>0.1 <1.0	0.050	FM	<10.0 >10.0	1.900 1.010
Mineral reducido			Cola lixiviada		
	(%)		Ni		0.020
Ni		0.020	Co		0.080
Co		0.080	Fe	>30 >40 >40 <50	0.800 0.700
Fe	>40 <50	0.800			
Fe <sup>2+</sup>	-	0.500			
Ni <sup>0</sup>	-	0.120			
Fe <sup>0</sup>	-	0.250			
FM	<40 <50	5.750			
	Rango	$\Delta E$ (%)			
Mineral alimentación					



### 2.1.11 Determinación del error del análisis químico

Para determinar el error en la predicción de los metales de níquel, cobalto y hierro en el mineral reducido se empleó la ecuación (2.9).

$$E_T = \left( \frac{Me_{\text{observado}} - Me_{\text{predicho}}}{Me_{\text{observado}}} \right) * 100 \dots\dots\dots(2.9)$$

Donde:

$E_T$  : Error relativo.

$Me_{\text{observado}}$  : Contenido del metal observado.

$Me_{\text{predicho}}$  : Contenido del metal predicho.

El error en el análisis químico en cuestión se determinó por la ecuación (2.10), para cada calidad de mineral.

$$\Delta E = \frac{\sum_{n=0}^{n=i} ABS \left( \bar{X} - X_i \right)}{n_i} \dots\dots\dots(2.10)$$

Donde:

$\Delta E$  : Error absoluto.

$ABS$  : valor absoluto.

$\bar{X}$  : Valor promedio del análisis químico.

$X_i$  : Valor de cada análisis.

$n_i$  : Número de análisis



## **2.2 Diseño de experimentos**

### **2.2.1 Metodología experimental**

En este capítulo se desarrolla la estrategia de la investigación. Las variables a estudiar se muestran a continuación.

#### **Variables fijas:**

Temperatura del hogar 15: 761 - 778 °C.

Temperatura de cámaras: 1370 -1390 °C

Presión del horno H0: 10 – 12 mm H<sub>2</sub>O

Presión del horno H16: 1.5 – 2.5 mm H<sub>2</sub>O

Aditivo: 2.5 %

Concentración de reductores en cámaras: 13.0 – 14.2 % CO

Granulometría del mineral: 80 % -0.074 mm

Consumo específico de petróleo en cámaras del horno 1 para:

20 t/h: 60 - 63 kg/ton

25 t/h: 50 - 53 kg/ton

#### **Parámetros a variar:**

-Temperatura en el hogar 4.

-Tiempo de retención.

#### **Variables dependientes:**

Extracción del níquel (%)

Extracción del cobalto (%)



Se realiza un diseño factorial  $2^2$  que estudia los efectos de dos variables, a dos niveles como se muestra en la tabla # 2.5, temperaturas en el hogar 4 a 600 y 700 °C; y tiempos de retención de 53.8 y 98.0 min. Cuatro ejecuciones, como puede verse en la tabla # 2.6, con cuatro replicas cada una. El orden de los experimentos es totalmente aleatorio, para protegerlo contra efecto de variables ocultas.

**Tabla 2.5 Variables y niveles a estudiar**

Variables	Pequeño	Grande
Temperatura en el Hogar 4 (°C)	600	700
Tiempo de retención (min)	53.8	98

El tiempo de retención se cambió, variando la alimentación del horno por las dificultades que implicaría variar la velocidad de rotación del eje central para la producción. En este caso de 25 ton/h a 20 ton/h.

**Tabla 2.6 Matriz experimental**

	Tiempo de retención (min)			
	53,8		98,0	
	700	600	700	600
Temperatura (°C)				
1	R1-53,8-700	R1-53,8-600	R1-98,0-700	R1-98,0-600
2	R2-53,8-700	R2-53,8-600	R2-98,0-700	R2-98,0-600
3	R3-53,8-700	R3-53,8-600	R3-98,0-700	R3-98,0-600
4	R4-53,8-700	R4-53,8-600	R4-98,0-700	R4-98,0-600
5	R5-53,8-700	R5-53,8-600	R5-98,0-700	R5-98,0-600

En la tabla 2.7 se presenta los análisis químicos que se le realiza a cada muestra.



**Tabla 2.7 Análisis químicos**

Mineral Alimentado.	Ni	Co	Fe	SiO <sub>2</sub>	MgO				
Mineral reducido.	Ni	Co	Fe	Fe <sup>2+</sup>	FM	Ni°	Fe°	C	S
Sólido final.	Ni	Co	Fe	Fe <sup>2+</sup>	FM				

El sólido final es el que se obtiene después de la prueba QT.

Por lo tanto establecimos cuatro modelos a estudiar como se presenta en la tabla 2.8.

**Tabla 2.8 Modelos a estudiar**

Modelo	Tiempo de residencia	Temp. Hogar 4
1	58.3	700
2	58.3	600
3	98.0	700
4	98.0	600

### **2.3 Fundamentos y herramientas para el procesamiento de los resultados.**

Para el análisis de los resultados se emplearon programas computacionales, tal como se abordará a continuación.

#### **2.3.1 Programas computacionales y procedimiento de ejecución.**

Para el procesamiento de los resultados se emplearon programas computacionales tales como:

##### **Microsoft Office Excel 2003**

En este programa se almacenó la información y programaron los cálculos.

##### **Microsoft Statgraphics 5.1**

Este es un software de estadística, el cual brinda bondades tales como: análisis de una muestra, comparación de dos muestras, muestras pareadas, muestras múltiples,



ajuste de curva, etc, análisis de regresión simple, múltiple, polinomial, etc, soportado sobre Windows 9x y Windows NT, lo que resulta de fácil manipulación de los datos en otros programas.

### **Análisis de una muestra**

Se selecciona en la barra de menús la opción “SnapStats”, luego “Análisis una muestra” seleccionando las variables a analizar, el programa realiza un análisis en el cual se reporta una tabla con un resumen estadístico, intervalo de confianza 95 %, Media y Sigma, Diagnósticos Shapiro-Wilks P-valor y Autocorrelación en Lag 1, histograma, gráfico de caja y bigotes, gráfico de secuencia de tiempo y gráfico de probabilidad normal.

### **Comparación de muestras**

Nos permite hacer un análisis de cada muestra y compararla entre si. Se selecciona en la barra de menús la opción “StatWizard”, luego “Seleccionar de la lista” a continuación “Comparación de varias columnas de datos” y “Columna de datos multiples”, seleccionamos las columnas a comparar. El programa realiza un análisis en el cual se reporta una tabla con un resumen estadístico de cada una de las columnas de forma individual, análisis de varianza descompuesta en dos componentes: un componente entre grupos y un componente dentro de cada grupo. Nos ofrece el F-ratio o cociente F, P-valor, análisis de varianza y contraste múltiple de rango, este último nos ofrece la comparación de las medias y definir si son significativamente diferentes individual y entre ellas, gráfico de dispersión según muestra, gráfico de cajas y bigotes, gráfico de medias.

### **Sistema de Supervisión y Control de Procesos Industriales (EROS)**

Este sistema realiza variadas funciones dentro del entorno de la dirección de los procesos industriales, facilitan a los operadores, ingenieros, supervisores y directivos operar y dirigir cualquier proceso, trabaja acoplado con diversos sistemas de colección de datos formando parte de una red industrial. Tiene en cuenta todas las características de las variables medidas y realiza un potente tratamiento estadístico, se configura de forma muy fácil (en línea) lo que permite que un usuario no



especializado con orientaciones sencillas pueda configurarlo sin tener que depender de especialistas para ello, como sucede con la mayoría de los SCADA.

El mismo se presenta en forma de mímicos, dándonos simultáneamente el valor de las variables en el momento, como se muestra en la figura 2.6, con sistema de alarmas visual y sonora indicando cual variable está fuera del rango predeterminado, además permite accionar directamente sobre válvulas y establece lazos de control para mantener una variable en un rango estrecho de movilidad.

Además podemos tener en forma de registros las variables seleccionadas, como se ve en la figura 2.7, las cuales se pueden analizar en un momento determinado o en un intervalo de tiempo, para conocer de estas el valor promedio, máximo, mínimo, desviación estándar, etc, se tiene acceso a la búsqueda de información de días y meses anteriores.

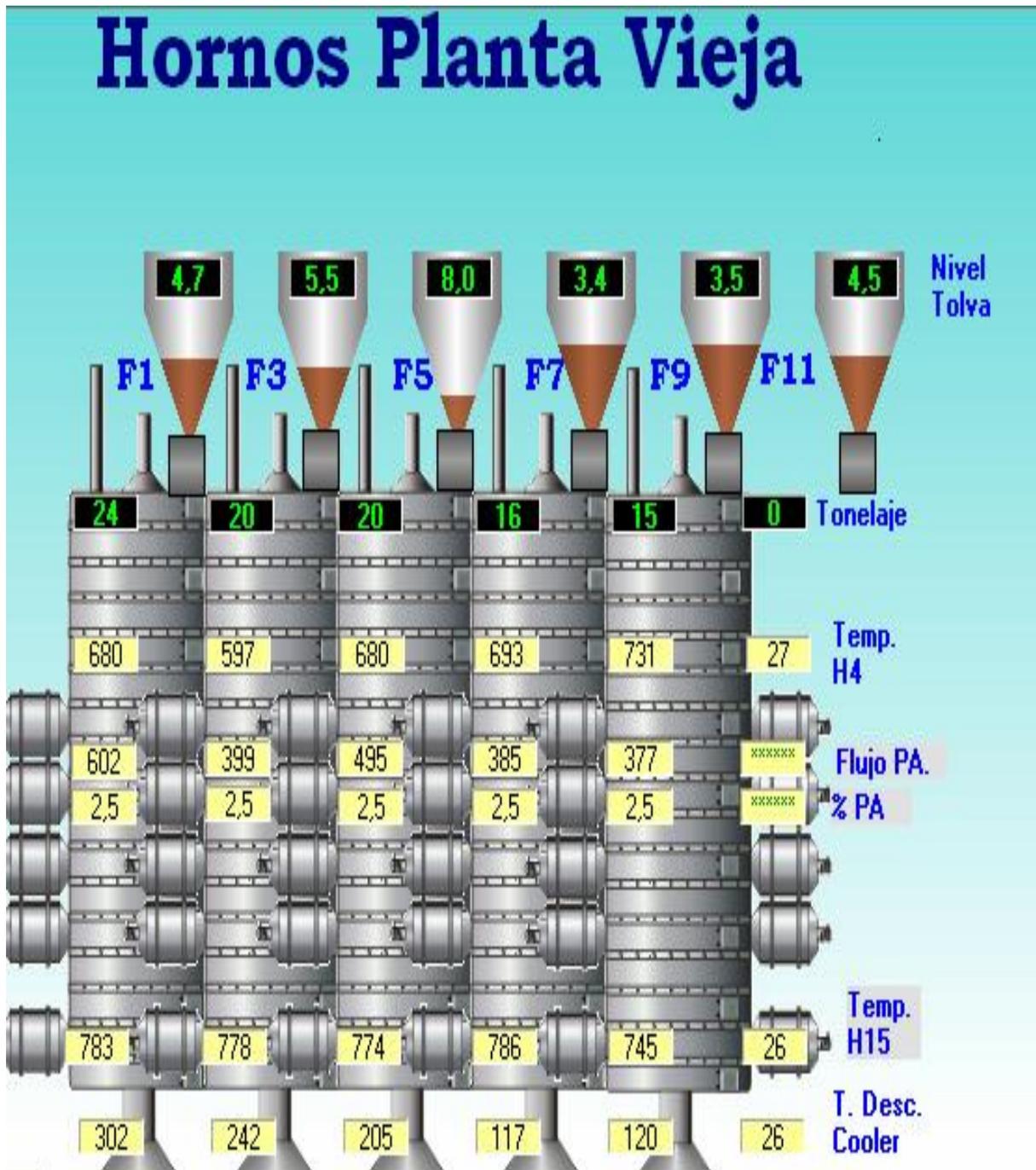


Figura 2.6 Mímico del sistema EROS con los parámetros de operación de los hornos de planta vieja

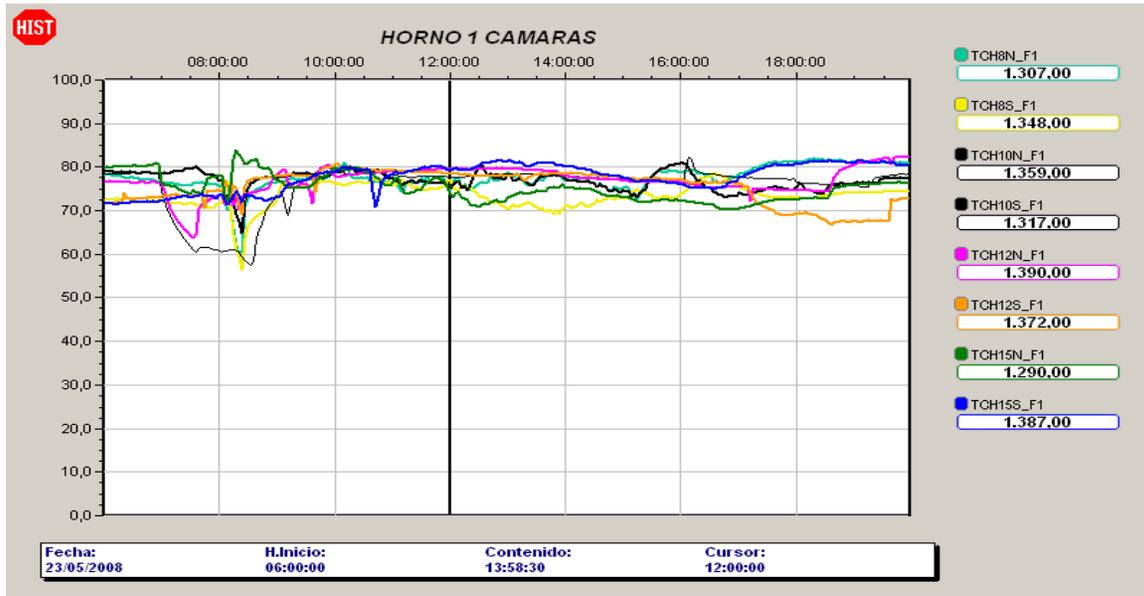


Figura 2.7 Registro de variables del sistema EROS con temperaturas de las cámaras del horno 1

#### 2.4 Cálculo del beneficio económico

Para determinar el aporte económico se utiliza el extractable de níquel y cobalto que obtuvo la industria con respecto al obtenido por el horno 1 con el modelo más eficiente, se aplica la ecuación (2.11). (Rojas, 2004)

$$BE = 0.815 \cdot 10^{-4} \cdot (P) \cdot (W_{HR}) \cdot (MeAlim) \cdot (ExtMe) \dots \dots \dots (2.11)$$

Donde:

BE: Beneficio económico  $\left( \frac{USD}{día} \right)$

P: Precio del cobalto (sulfuro de cobalto) y del níquel (óxido de níquel)  $\left( \frac{USD}{t} \right)$

$W_{HR}$ : Productividad en hornos de reducción:  $\left( \frac{t}{día} \right)$

(MeAlim): Contenido del metal (Níquel, Cobalto) en el mineral de alimentación. (%)



(*ExtMe*): Extractable del Metal (Níquel, Cobalto) (%)

0.815: Es un factor que incluye la recirculación y pérdidas de mineral, del agua embebida y de combinación química, entre otros compuesto que se desprenden del mineral producto a la reducción.

El precio del sulfuro de cobalto y del óxido de níquel, se tomó según condiciones de venta de la empresa Comandante René Ramos Latour en el año 2006 tal como:

-Sulfuro de níquel+cobalto: 16761.98 CUC/ton

-Óxido de níquel: 20248.34 CUC/ton



### 3 ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS

#### 3.1 Composición química del mineral alimentado

El mineral alimentado como se presenta en la tabla 3.1 corresponde a los días 15, 21, 22, 23, 30, 31 de enero y 1ro de febrero del 2008, procesados por el horno 1 de la Empresa Comandante René Ramos Latour en Nicaro, donde se presenta los contenidos de Níquel (Ni), Cobalto (Co), hierro (Fe), sílice expresada como óxido de silicio (SiO<sub>2</sub>); magnesio, como óxido de magnesio (MgO) en porciento (%) y el número de mineral (NA), adimensional, calculado por la ecuación (2.1).

**Tabla 3.1 Composición química del mineral alimentado**

Modelo (TR,TH4)	Fecha	Hora	Mineral Alimentado (%)					
			Ni	Co	Fe	SiO <sub>2</sub>	MgO	NA
<b>1</b> <b>53,8 min</b> <b>700 °C</b>	15-1-08	9:00 AM	1,06	0,115	46,0	7,2	4,1	1,65
	15-1-08	11:00AM	1,06	0,115	46,0	7,2	4,1	1,65
	15-1-08	1:00PM	1,06	0,115	46,0	7,2	4,1	1,65
	21-1-08	9:00AM	1,07	0,124	44,8	7,9	3,9	1,56
	21-1-08	5:00PM	1,07	0,124	44,8	7,9	3,9	1,56
<b>2</b> <b>53,8 min</b>	22-1-08	1:00PM	1,10	0,135	44,8	8,3	4,5	1,32



<b>600 °C</b>	22-1-08	3:00PM	1,10	0,135	44,8	8,3	4,5	1,32
	23-1-08	9:00AM	1,09	0,133	45,9	7,9	4,3	1,47
	23-1-08	3:00PM	1,09	0,133	45,9	7,9	4,3	1,47
	23-1-08	5:00PM	1,09	0,133	45,9	7,9	4,3	1,47
<b>3 98,0 min 700 °C</b>	30-1-08	9:00AM	1,08	0,121	45,7	7,7	3,7	1,73
	30-1-08	1:00PM	1,08	0,121	45,7	7,7	3,7	1,73
	30-1-08	3:00PM	1,08	0,121	45,7	7,7	3,7	1,73
	31-1-08	9:00AM	1,14	0,124	44,8	7,5	3,3	2,06
	31-1-08	5:00PM	1,14	0,124	44,8	7,5	3,3	2,06
<b>4 98,0 min 600 °C</b>	1-2-08	8:00AM	1,12	0,118	45,8	8,1	4,5	1,41
	1-2-08	10:00AM	1,12	0,118	45,8	8,1	4,5	1,41
	1-2-08	12:00M	1,12	0,118	45,8	8,1	4,5	1,41
	1-2-08	2:00PM	1,12	0,118	45,8	8,1	4,5	1,41
	1-2-08	4:00PM	1,12	0,118	45,8	8,1	4,5	1,41

Al realizarse un resumen estadístico para el contenido de hierro que es el elemento de mayor porcentaje en el mineral alimentado se obtuvieron los siguientes resultados:



Resumen estadístico del % Fe.

Frecuencia = 20

Media = 45,53

Varianza = 0,248526

Desviación típica = 0,498524

Mínimo = 44,8

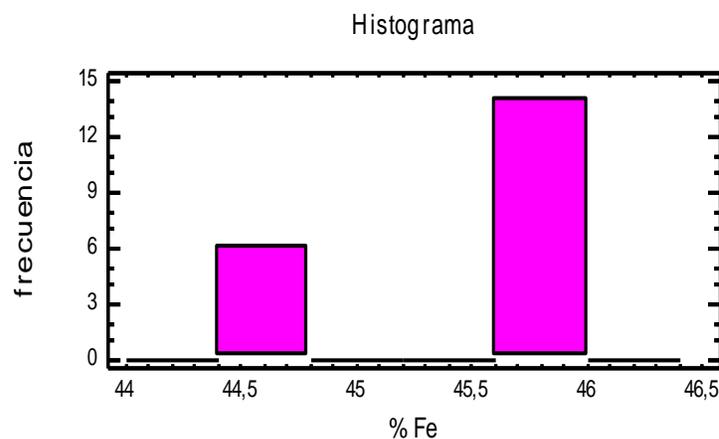
Máximo = 46,0

Rango = 1,2

Asimetría tipificada = -1,51455

Curtosis tipificada = -1,16427

Como los coeficientes de asimetría y curtosis estandarizados están dentro del rango (-2 a +2) podemos decir por lo tanto que la muestra procede de una distribución normal, observando además que los valores más frecuentes en el histograma de la figura 3.1 están en un rango pequeño.



**Figura 3.1 Histograma del % de hierro en el mineral alimentado**



En la figura 13 del anexo puede verse el análisis completo. Para los demás elementos, en la tabla 1 del anexo aparece el resumen estadístico que también nos dice que todos los elementos tienen valores que proceden de una distribución normal. Por lo tanto podemos plantear que el mineral alimentado para todas las ejecuciones es de una calidad muy similar.

### 3.2 Características del mineral reducido

El mineral reducido es el obtenido en la descarga del enfriador de mineral después de haber pasado a través del horno, en la tabla 3.2 se presenta el contenido de Ni, Co, Fe, Ferroso ( $Fe^{2+}$ ), (fracción magnética) FM, (níquel metálico)  $Ni^{\circ}$ , (hierro metálico)  $Fe^{\circ}$ , azufre (S) y carbón (C).

Tabla 3.2. Composición química del mineral reducido.

Modelo (TR,TH4 )	Fecha	Hora	Mineral Reducido (%)								
			Ni	Co	Fe	$Fe^{2+}$	FM	$Ni^{\circ}$	$Fe^{\circ}$	C	S
<b>1</b> <b>53,8</b> <b>min</b> <b>700 °C</b>	15-1-08	9:00 AM	1,19	0,12 0	53,6	27,0	70,0	1,02	3,72	1,24	0,44
	15-1-08	11:00A M	1,19	0,11 6	54,4	27,3	68,0	1,07	4,18	1,38	0,47
	15-1-08	1:00P M	1,21	0,12 1	53,2	27,3	70,0	1,08	3,98	1,44	0,49
	21-1-08	9:00A M	1,18	0,13 2	50,6	26,0	74,0	0,97	3,61	1,54	0,49
	21-1-08	5:00P M	1,20	0,13 3	50,3	27,1	66,0	0,94	3,30	1,78	0,50
<b>2</b> <b>53,8</b> <b>min</b> <b>600 °C</b>	22-1-08	1:00P M	1,27	0,14 0	51,4	27,0	70,0	1,07	3,61	1,43	0,50
	22-1-08	3:00P M	1,27	0,13 9	51,7	27,2	72,0	1,00	3,11	1,38	0,47



	23-1-08	9:00A M	1,25	0,14 1	51,4	28,7	70,0	1,10	4,12	1,58	0,50
	23-1-08	3:00P M	1,26	0,12 8	53,3	29,3	76,0	1,07	3,81	1,37	0,53
	23-1-08	5:00P M	1,25	0,12 6	51,7	29,5	74,0	1,10	3,99	1,44	0,51
<b>3</b> <b>98,0</b> <b>min</b> <b>700 °C</b>	30-1-08	9:00A M	1,30	0,13 4	52,2	37,0	60,0	1,12	5,04	1,33	0,56
	30-1-08	1:00P M	1,31	0,13 2	52,0	37,4	58,0	1,06	4,48	1,21	0,51
	30-1-08	3:00P M	1,32	0,13 5	52,7	36,4	72,0	1,08	4,57	1,53	0,55
	31-1-08	9:00A M	1,30	0,13 3	53,4	35,8	66,0	1,07	4,43	1,23	0,52
	31-1-08	5:00P M	1,36	0,13 4	54,4	35,6	62,0	1,29	5,20	1,16	0,52
<b>4</b> <b>98,0</b> <b>min</b> <b>600 °C</b>	1-2-08	8:00A M	1,23	0,13 0	51,9	29,5	66,0	1,09	3,87	1,21	0,50
	1-2-08	10:00A M	1,27	0,13 0	52,0	29,0	68,0	0,94	3,19	1,07	0,52
	1-2-08	12:00M	1,22	0,12 7	51,2	29,9	74,0	1,02	3,57	1,10	0,52
	1-2-08	2:00P M	1,23	0,12 8	51,0	31,2	70,0	1,00	3,50	1,08	0,53
	1-2-08	4:00P M	1,26	0,13 1	52,2	31,9	68,0	1,09	4,18	1,05	0,54

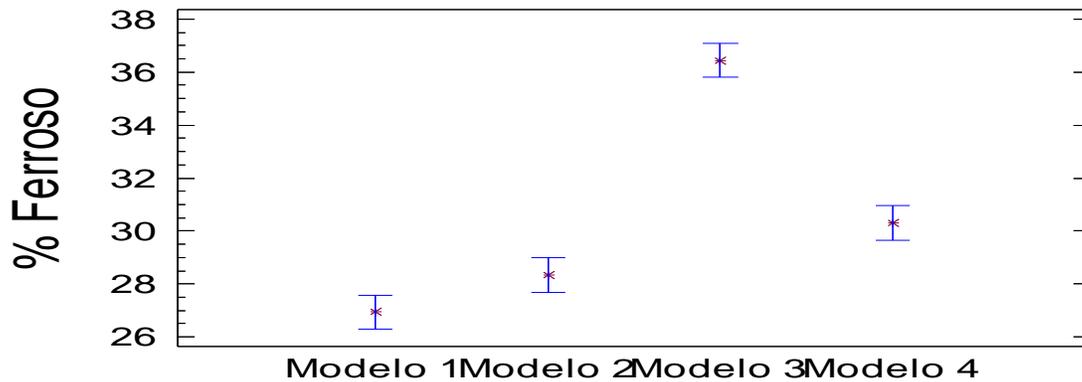
Comparando los ferrosos de cada modelo como forma representativa de los resultados obtenidos de la reducción, vemos en la tabla 2 del anexo un resumen estadístico que nos dice que para los modelos 1, 2, 3 y 4 la media es 26.9, 28.3, 36.4 y 30.3, respectivamente.



Según la tabla 3.3 donde se descompone la varianza en dos componentes, un componente entre modelos y un componente dentro de cada modelo, el Cociente-F, que en este caso es igual a 94,403, es el cociente de la estimación entre grupos y la estimación dentro de los grupos, no hay diferencias estadísticas significativas de las medias en cada modelo y como el valor de P-Valor es 0.0000 es decir menor que 0.05 hay diferencias significativas entre las medias de los cuatros modelos a un nivel de confianza de un 95 %. En la figura 11 se muestran gráficamente las medias.

**Tabla 3.3 Análisis de varianza para ferroso ( $Fe^{2+}$ ) para los cuatros modelos**

Análisis de la Varianza					
Fuente	Sumas de cuad	Gl	Cuadrado Medio	Cociente-F	P-Valor
Entre modelos	263,313	3	87,7712	94,403	0,0000
Intra modelos	14,876	16	0,92975		
Total (Corr.)	278,189	19			



**Figura 3.2 Gráfico de las medias del porcentaje de ferroso ( $Fe^{2+}$ ) por modelo**

### 3.3 Características del petróleo utilizado

El petróleo usado en los quemadores puede ser tecnológico o regular, dependiendo de la disponibilidad. El utilizado tiene las características que se muestran en la tabla 3.3.



**Tabla 3.4 Características del petróleo utilizado por los quemadores de los hornos**

<b>Características</b>	
<b>Azufre</b>	2.5 % (máximo)
<b>Viscosidad a 50 °C</b>	250 CTS (máximo)
<b>Densidad</b>	12° API (mínimo)
<b>Agua</b>	0.2 %
<b>Sedimentos</b>	0.01 %
<b>Valor calórico</b>	10418 Kcal/Kg

### **3.4 Análisis de la operación**

Realizar experimentos en la industria se hace bastante difícil por la incidencia de muchos factores internos y externos relacionados con la producción diaria de la empresa.

Para lograr tener cada variante a estudiar con cuatro replica fue necesario realizar una gran cantidad de experimentos, y de ellos seleccionar, los que presentamos en la tabla # 3.5 donde obtenemos los valores más cercanos a los deseados. Los otros parámetros, se reflejan en el acápite 2.7.2 encontrándose en el rango señalado. Estos valores fueron tomados del sistema de supervisión EROS, donde se tomó la fecha, la media del % de petróleo aditivo, temperatura de los hogares 4 (TH4), 6 (TH6), 9 (TH9), 11 (TH11), 13 (TH13), 15 (TH15) y t/h alimentadas de mineral al horno, en la etapa donde se tomaron las muestras en el día, por existir las condiciones requeridas y se refleja además a la hora que fue tomada la muestra de mineral reducido a la descarga del enfriador de mineral.

Las condiciones deseadas de operación para realizar el muestreo durante el día, se comenzaba a ajustar en el horario nocturno.



**Tabla 3.5 Medias de los datos operativos en las diferentes ejecuciones**

Modelo (TR,TH4)	Fecha	Hora	% Pet adit	TH4	TH6	TH9	TH1 1	TH1 3	TH1 5	Pro d t/h
<b>1</b> <b>53,8 min</b> <b>700 °C</b>	15/01/08	9:00 AM	2,49	690,0	621,2	690,8	688,8	680,2	778,2	25,0
	15/01/08	11:00AM	2,49	690,0	621,2	690,8	688,8	680,2	778,2	25,0
	15/01/08	1:00PM	2,49	690,0	621,2	690,8	688,8	680,2	778,2	25,0
	21/01/08	9:00AM	2,46	683,7	576,1	697,6	707,4	717,0	765,2	24,2
	21/01/08	5:00PM	2,46	683,7	576,1	697,6	707,4	717,0	765,2	24,2
	<b>Promedio</b>		<b>2,48</b>	<b>687,5</b>	<b>603,2</b>	<b>693,5</b>	<b>696,3</b>	<b>694,9</b>	<b>773,0</b>	<b>24,7</b>
<b>2</b> <b>53,8 min</b> <b>600 °C</b>	22/01/08	1:00PM	2,45	621,0	624,2	691,3	683,2	695,3	761,0	25,0
	22/01/08	3:00PM	2,45	621,0	624,2	691,3	683,2	695,3	761,0	25,0
	23/01/08	9:00AM	2,50	602,1	666,6	682,0	709,4	716,7	761,9	25,0
	23/01/08	3:00PM	2,50	602,1	666,6	682,0	709,4	716,7	761,9	25,0
	23/01/08	5:00PM	2,50	602,1	666,6	682,0	709,4	716,7	761,9	25,0
	<b>Promedio</b>		<b>2,48</b>	<b>609,6</b>	<b>649,7</b>	<b>685,7</b>	<b>698,9</b>	<b>708,2</b>	<b>761,5</b>	<b>25,0</b>



3 98,0 min 700 °C	30/01/0 8	9:00AM	2,4 6	686, 0	672, 0	697, 0	762, 0	742, 0	777, 0	19,9
	30/01/0 8	1:00PM	2,4 6	686, 0	672, 0	697, 0	762, 0	742, 0	777, 0	19,9
	30/01/0 8	3:00PM	2,4 6	686, 0	672, 0	697, 0	762, 0	742, 0	777, 0	19,9
	31/01/0 8	9:00AM	2,4 9	716, 0	625, 0	693, 0	739, 0	729, 0	761, 0	20,0
	31/01/0 8	5:00PM	2,4 9	716, 0	625, 0	693, 0	739, 0	729, 0	761, 0	20,0
	<b>Promedio</b>		<b>2,4 7</b>	<b>698, 0</b>	<b>653, 2</b>	<b>695, 4</b>	<b>752, 8</b>	<b>736, 8</b>	<b>770, 6</b>	<b>19,9</b>
4 98,0 min 600 °C	01/02/0 8	8:00AM	2,4 7	635, 0	639, 0	678, 0	727, 0	716, 0	767, 0	19,9
	01/02/0 8	10:00AM	2,4 7	635, 0	639, 0	678, 0	727, 0	716, 0	767, 0	19,9
	01/02/0 8	12:00M	2,4 7	635, 0	639, 0	678, 0	727, 0	716, 0	767, 0	19,9
	01/02/0 8	2:00PM	2,4 7	635, 0	639, 0	678, 0	727, 0	716, 0	767, 0	19,9
	01/02/0 8	4:00PM	2,4 7	635, 0	639, 0	678, 0	727, 0	716, 0	767, 0	19,9
	<b>Promedio</b>		<b>2,4 7</b>	<b>635, 0</b>	<b>639, 0</b>	<b>678, 0</b>	<b>727, 0</b>	<b>716, 0</b>	<b>767, 0</b>	<b>19,9</b>

Como puede verse en la tabla 3 del anexo el aditivo promedia 2.48 % y la temperatura de H15 es de 768.0 °C, la temperatura de los demás hogares del horno sufren mayores variabilidad pero en H9 y H15 la desviación estándar es de



solo 7.701 y 6.818 °C respectivamente, es decir al centro y a la salida del horno las temperatura se comportaron de forma semejante.

### 3.5 Optimización de la operación

Los resultados de las cuatros modelos estudiados la expresamos con el extractable real calculado por la ecuación 2.2, para los cálculos utilizamos los resultados obtenidos en la prueba QT, tabla 4 del anexo. Además con la diferencia entre el extractable real y teórico, tenemos una referencia de que valor podríamos alcanzar, según ecuación 1.1.

En la tabla 3.6 se muestran varios estadígrafos de los resultados de extractables de níquel obtenidos para cada modelo con las cuatro replicas.

**Tabla 3.6 Resumen estadístico del extractable de níquel (%) para los diferentes modelos**

Tiempo de retención (min)	58.3		98.0		Total
	700	600	700	600	
Temperatura (°C)	700	600	700	600	-
R1	78,35	78,74	81,82	78,47	-
R2	78,82	78,00	83,04	77,76	-
R3	79,82	81,05	82,10	78,68	-
R4	78,25	82,21	81,78	78,44	-
R5	78,87	82,30	81,71	77,63	-
Frecuencia	5	5	5	5	20
Media	78,822	80,46	82,09	78,196	79,892
Varianza	0,38707	3,95155	0,304	0,21983	3,43819
Desviación típica	0,622149	1,98785	0,551362	0,46886	1,85423
Mínimo	78,25	78,0	81,71	77,63	77,63
Máximo	79,82	82,3	83,04	78,68	83,04



<b>Rango</b>	<b>1,57</b>	<b>4,3</b>	<b>1,33</b>	<b>1,05</b>	<b>5,41</b>
<b>Asimetría tipi.</b>	<b>1,10851</b>	<b>-0,39615</b>	<b>1,70883</b>	<b>-0,42707</b>	<b>0,706075</b>
<b>Curtosis típificada</b>	<b>0,722944</b>	<b>-1,22763</b>	<b>1,59555</b>	<b>-1,25691</b>	<b>-1,49504</b>

Si presentamos los resultados, vemos la tabla # 3.7, después de aplicar un procedimiento de comparación múltiple para determinar las medias que son significativamente diferentes unas de otras. La mitad inferior de la tabla muestra la diferencia estimada entre cada par de medias. El asterisco (\*) que se encuentra al lado de los 5 pares, indica que éstos muestran diferencias estadísticamente significativas a un nivel de confianza 95,0 %.

En la parte superior a la derecha de la tabla 3.7, se identifican 2 modelos homogéneos, (1 y 4) según la alineación del signo X en la columna. Dentro de cada columna, los niveles que tienen signo X forman un grupo de medias entre las cuales no hay diferencias estadísticamente significativas. Las mayores diferencias las tenemos entre los modelos 3 y 4. El método actualmente utilizado para discernir entre las medias es el procedimiento de las menores diferencias significativas de Fisher (LSD). Con este método, hay un 5,0 % de riesgo de considerar cada par de medias como significativamente diferentes cuando la diferencia real es igual a 0.

**Tabla 3.7 Contraste Múltiple de Rango para los diferentes modelos**

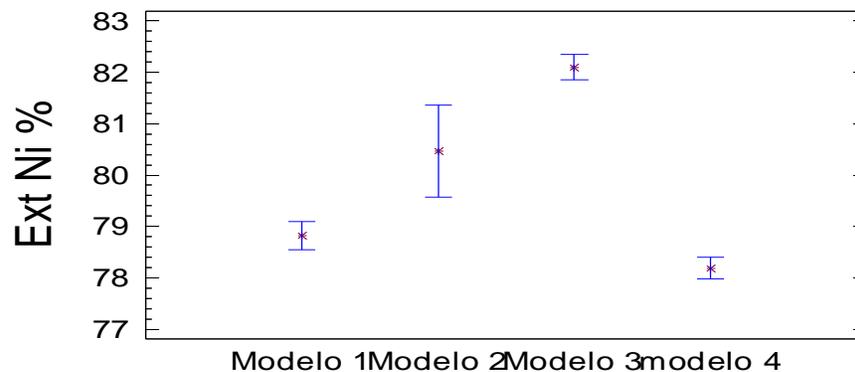
<b>Método: 95,0 porcentaje LSD</b>			
<b>Modelo</b>	<b>Frec.</b>	<b>Media</b>	<b>Grupos homogéneos</b>
4	5	78,196	<b>X</b>
1	5	78,822	<b>X</b>
2	5	80,46	<b>X</b>
3	5	82,09	<b>X</b>
<b>Contraste</b>	<b>Diferencias</b>	<b>+/- Límites</b>	
1 – 2	*-1,638	1,47824	



1 – 3	*-3,268	1,47824
1 – 4	0,626	1,47824
2 – 3	*-1,63	1,47824
2 – 3	*2,264	1,47824
3 – 4	*3,894	1,47824

Como podemos ver los mejores resultados son los obtenidos por el modelo 3 donde la temperatura es de 700 °C y el tiempo de retención de 98.0 min (20 t/h), en la figura 12 se ve claramente al representarse la media y el error estándar de cada modelo.

Si comparamos por la diferencia entre el extractable teórico y real esta misma variante nos da la menor diferencia, 3.97, por lo que es una confirmación de que es el la mejor variante. Ver tabla 3.7.



**Figura3.3 Gráfico de las medias del porcentaje de extractable de níquel**



**Tabla 3.7 Resumen estadístico de las diferencias entre el extractable teórico y real de níquel (%) para los diferentes modelos**

<b>Tiempo de retención (min)</b>	<b>58.3</b>		<b>98.0</b>		<b>Total</b>
<b>Temperatura (°C)</b>	<b>700</b>	<b>600</b>	<b>700</b>	<b>600</b>	
<b>R1</b>	7,20	5,82	3,94	6,38	
<b>R2</b>	6,73	6,57	2,71	7,09	
<b>R3</b>	5,73	4,00	3,66	6,17	
<b>R4</b>	7,03	2,84	4,75	6,41	
<b>R5</b>	6,41	2,75	4,82	7,22	
<b>Frecuencia</b>	<b>5</b>	<b>5</b>	<b>5</b>	<b>5</b>	<b>20</b>
<b>Media</b>	<b>6,620</b>	<b>4,396</b>	<b>3,976</b>	<b>6,654</b>	<b>5,4115</b>
<b>Varianza</b>	<b>0,3382</b>	<b>3,01033</b>	<b>0,75383</b>	<b>0,21983</b>	<b>2,51419</b>
<b>Desviación típica</b>	<b>0,58155</b>	<b>1,73503</b>	<b>0,868234</b>	<b>0,46886</b>	<b>1,58562</b>
<b>Mínimo</b>	<b>5,73</b>	<b>2,75</b>	<b>2,71</b>	<b>6,17</b>	<b>2,71</b>
<b>Máximo</b>	<b>7,2</b>	<b>6,57</b>	<b>4,82</b>	<b>7,22</b>	<b>7,22</b>
<b>Rango</b>	<b>1,47</b>	<b>3,82</b>	<b>2,11</b>	<b>1,05</b>	<b>4,51</b>
<b>Asimetría tipificada</b>	<b>0,868069</b>	<b>0,354914</b>	<b>0,578705</b>	<b>0,427069</b>	<b>-1,05932</b>
<b>Curtosis tipificada</b>	<b>0,194085</b>	<b>-1,15348</b>	<b>0,192518</b>	<b>-1,25691</b>	<b>-1,04694</b>

En el caso de la extracción de cobalto, la situación cambia pues como puede verse en tabla 3 del anexo la mejor extracción se logra para el modelo 4 donde la temperatura en el hogar 4 es de 600 °C y el tiempo de retención es 98.0 min, dando como promedio 53.39 %, pero la diferencia con la variante donde



obtenemos los mejores resultado de extractable de níquel es de solo 0.1% y no hay diferencias estadísticas significativas.

### 3.7 Tiempo de retención del horno

Con los resultados obtenidos de concentración de sodio en el mineral con el tiempo, se determinó el tiempo de retención del mineral en el horno por la ecuación 2.6. En la tabla 6 y 7 del anexo aparecen estos datos con los que fue posible hacer las figuras 3.1 y 3.2 para 25 t/h y 20 t/h respectivamente.

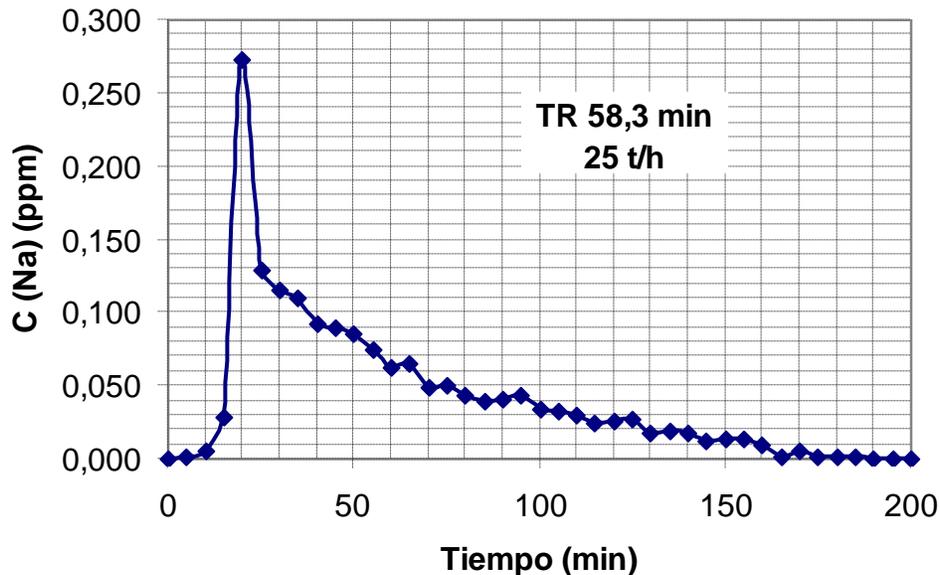
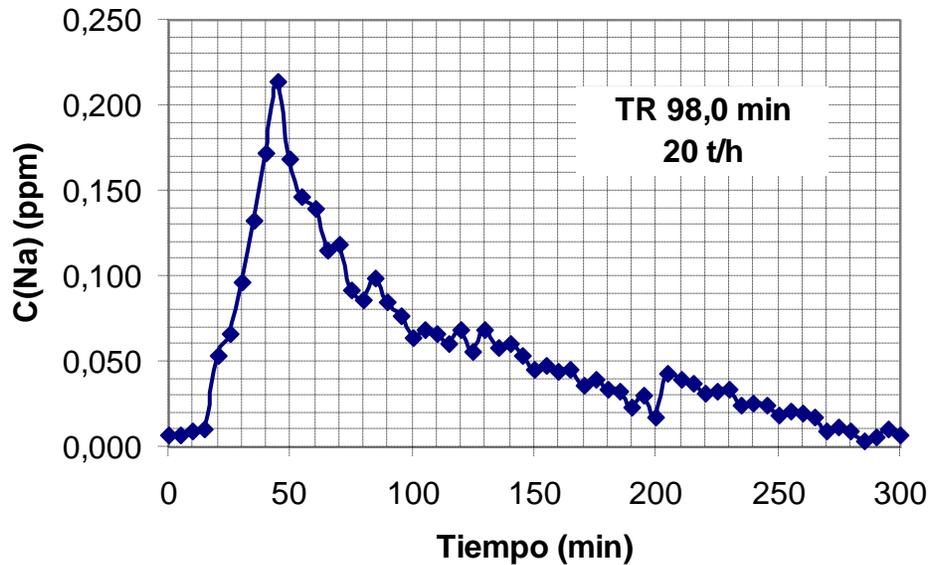


Fig. 3.1 Concentración del sodio en el tiempo en el mineral a la descarga del horno para 25 t/h



**Fig. 3.2 Concentración del sodio en el tiempo en el mineral a la descarga del horno para 20 t/h**

Se ajustaron los datos al modelo de flujo pistón y modelo de tanque en serie, ajustándose a este último para dos tanques en serie, pero con bajo estadígrafo de regresión de un 76.7% y 60.6% para 20 y 25 t/h de mineral alimentado respectivamente, lo que indica el predominio del mezclado ante que el flujo pistón.

Observándose que en las curvas existe un pico de máxima concentración pero además existen otros pequeños picos, más acentuadas para 20 t/h, por lo que da una idea de la presencia de zonas muertas estancadas, es decir zonas que dentro del horno retienen el trazador y luego lo liberan, por lo que puede haber remolinos o recirculación interna

Lo anterior además puede ocurrir cuando el trazador no se adiciona de forma instantánea, pero no es nuestro caso. Por lo que se requiere de un estudio más detallado para definir los lugares donde puedan existir zonas donde se acumule el mineral y luego es liberado ya sea por la geometría de los hogares, la colocación



de los brazos, todos a la misma altura del piso, la disposición y colocación de dientes en los brazos.

El tiempo de retención para los dos tonelajes extremos evidencia una diferencia entre 58.3 minutos para 25 t/h y de 98 minutos para 20 t/h de 39.7 minutos más para el menor tonelajes.



## **CONCLUSIONES**

Como culminación de este trabajo se ha llegado a las conclusiones siguientes:

1. Se determinó la composición química el mineral del frente minero Pinares de Mayarí alimentado al horno 1 de la Empresa Comandante René Ramos Latour de Nicaro obteniéndose como resultados más importantes los siguientes contenidos : 45.53 % de Fe, 1.095 % de Ni, 0.123 % de Co, 7.815 % de SiO<sub>2</sub> y 4.11 % de MgO.
2. Se determinó la composición química el mineral reducido en el horno número uno (1) la cual arrojó los siguientes resultados de valores promedios de contenidos: 1.254 % de Ni, 0.131% de Co, 52.23% de Fe, 30.51 % de Fe<sup>2+</sup>, 68.7 % de FM, 1.328 % de C, 0.509 % de S.
3. Se pueden lograr mejores resultado de extractable de níquel con una temperatura en el hogar 4 de 700 °C y un tiempo de retención del mineral en el horno de 98 min para el mineral procedente del frente minero Pinares de Mayarí.
4. Se determinó el tiempo de retención del mineral en el horno 1 para 20 y 25 t/h obteniéndose 98.0 min. y 58.3min respectivamente.



## **RECOMENDACIONES**

1. Realizar otro diseño de experimentos donde se tengan en cuenta otros valores de la temperatura en el hogar número cuatro.
2. Hacer estudio a escala de Planta Piloto para definir el perfil óptimo para procesar en los hornos de la Empresa Comandante René Ramos Latour el mineral del frente minero Pinares de mayarí.
3. Estudiar las condiciones reales de todos los hornos de la Empresa Comandante René Ramos Latour que operando con condiciones ya estudiadas no se alcanzan los valores esperados.
4. Que la industria trabaje con los hornos con los perfiles de temperatura estudiados donde se han logrado extractable mayores de un 80 % ya que la planta metalúrgica hoy está por debajo de esos niveles.



## **BIBLIOGRAFÍA**

1. ALEPUZ LL. H., “Comparación de las distintas variantes de adición de petróleo”. 1993.
2. AGUILA, P. D, “Verificación del efecto de cada uno de las variables que intervienen en el proceso de reducción del mineral laterítico en la planta “René Ramos Latour“. Nicaro. “Informe Técnico“. 1970.
3. CHANDRA D., "Characterization of Lateritic Nickel Ores By Electron – Optical And X – Ray Techniques", PhD Dissertation, University Of Denver, March 1976
4. CHANG C.A.R.: “Perfeccionamiento de la Lixiviación Carbonato-Amoniacal”, en Memorias del VII Congreso Nacional de Ciencia y Tecnología Metalúrgicas. 1990 CENIM. Madrid. España. Vol.1, pp.357-365, 1990.
5. CHANG C.A.R., BOBKOVSKI A.G.: “Estudio Experimental de la Hidrólisis de los Iones de Hierro Durante la Lixiviación Carbonato-Amoniacal de los Minerales Oxidados de Níquel Previamente Reducidos”, En Revista Minería y Geología, Vol. 2, N2, Pp.75-79, 1993.
6. CHANG C.A.R., BOBKOVSKI A.G., RODRIGUEZ D.J.I., BELOGLAZOV I.N.: “Estudio de las Particularidades Estructurales y Composición de Fase de los Productos de la Hidrólisis de los Iones de Hierro a Partir de Licores Carbonatoamoniacaes”, En Tsvetnie Metally. No.9, Pp.30-34, 1995 (En Ruso).
7. CHANG C.A.R.:”Una visión sobre las reservas estratégicas de Eficiencia Metalúrgica en la Tecnología carbonato – amoniacal”, en Revista Minería y Geología , Vol. XVI, N1, pp76- 82, 1999.



8. CHANG C.A.R.: “Conferencia Internacional de aprovechamiento de recursos minerales: CINAREM” 2000. Moa, 2000. Archivo de CEINNIQ, Nicaro.
9. KASHERININOV G.O. “Behavior of Iron In Ammoniacal Solutions During. Leaching of Cobalt from its Ores”. Tranlated from Zhurnal Prikladnoi, Vol. 33, No. 6, Pp. 1233 – 1239, June, 1960. Original Article Submitted Septembre 19, 1958. Archivo Unidad de Proyecto, Nicaro.
10. KASHERINOV, G.O.: ”Adsorption of Cobalt from Ammoniacal Solution”. Zhurnal Prikladnoi Khimil, Vol. 34, No. 8. Julio 22, 1970. Archivo de Planta Piloto, Nicaro.
11. LEVENSPIEL, O: “Ingeniería de las reacciones químicas”. Editorial Pueblo y Educación, Ciudad de la Habana, 1979.
13. NICOL, M.J., NIKOLOSKI, A.N., FITTOCK, J.E. “A Fundamental Study of the Leaching Reactions Involved in the Caron Process”. International Laterite Nickel Symposium, 2004. Minerals, Metals & Material Society, 2004. Archivo Unidad de Proyecto, Nicaro.
14. NIKOLOSKI, A.N., NICOL, M.J. AND FITTOCK.J.E.. “The Passivation of Iron During The Leaching of Pre-Reduced Laterite Ores in Ammoniacal Solutions”. Paper Presented at 203 Th Meeting of the Electrochemical Society, Paris, France, April 27 May 2, 2003. Archivo Unidad De Proyecto, Nicaro.
15. PETROV YU. I. : The Small Particles And Clusters. Edit. “NAUKA”. Moscú, 1986, 368 P. (En Ruso)
16. REZVANOV G. F.: “Extracción De Cobalto De Las Menas De Buruktal, Empleando La Tecnología Hidrometalúrgica”. Revista Tsvetnie Metally, No. 1, Pp. 9 - 14. 1985 (En Ruso)



17. ROJAS V. A, TRUJILLO M.E, MAGAÑA M.E.: “Intensificación del Lixiviado de Cobalto en el Proceso de Lixiviación Carbonato Amoniacal”. Informe Técnico, Ceinniq, Nicaro, 2004.

18. ROJAS, V.A.: “Metodología Perfeccionada para determinar el Extractable de Níquel y Cobalto en la lixiviación Carbonato Amoniacal”. Tesis en opción de título de Master en Ingeniería Química. 2009.

19. SIEMENS, R. E.; CORRICK, J. D., “Process for Recovery of Níquel, Cobalto and Copper from Domestic Laterites, Mining Congress Journal, 63, (1) 1977 p. 29-34.

20. TAYLOR A.: “Laterites - has the time finally come? “. Mining Magazine, March 1995, pp.167 - 170.

21. TAVÍO, G.G.: “Incremento de las extracciones de níquel y cobalto y la disminución del consumo de combustible en el procesamiento con mineral de Pinares de Mayarí”. Informe Técnico. UPN, Nicaro, 2008.

22. TAVÍO, G.G.; ROJAS, V.A.: “Procesamiento en el horno Selas y posterior lixiviación de muestras del mineral de Pinares”. Informe técnico. UPN, Nicaro, 2004.

23. TAVÍO, G.G.; Chapman, L. G.: “Evaluación de la utilización del crudo Nacional en la reducción”. Informe Técnico. UPN, Nicaro, 2005.



## Nomenclatura

A	Método de espectrofotometría de absorción atómica.	
ABS	Valor absoluto.	
BE	Beneficio económico	$\left(\frac{USD}{día}\right)$
Co	Cobalto	
CoO	Óxido de cobalto(II)	
CO <sub>2</sub> , CO	Dióxido y monóxido de carbono	
Ext <sub>Me</sub>	Extractable del Metal (Níquel, Cobalto)	(%)
Fe	Hierro.	
Fe <sup>2+</sup>	Hierro(II)	
FeO	Óxido de hierro (II)	



FM	Fracción Magnética	(%)
G	Método gravimétrico	
H	Hogar	
H <sub>2</sub>	Dihidrógeno	
LA	Licor amoniacal	
Me	Metal	(%)
Me <sub>Alim</sub>	Contenido del metal (Níquel, Cobalto) en el mineral de alimentación	
MR	Mineral Reducido	
MRL	Mineral reducido alimentado	
ML	Mineral de alimentación	
MgO	Magnesio expresado como óxido de magnesio	(%)
NA	Número de mineral.	(%)



Ni	Níquel	
n <sub>i</sub>	Número de análisis	
O <sub>2</sub>	Dioxígeno	
P	Precio del cobalto (sulfuro de cobalto) y del níquel (óxido de níquel)	$\left(\frac{USD}{ton}\right)$
PG	Procedimiento General	
QT	Producto de la lixiviación.	
T	Temperatura	<sup>o</sup> C
TH4	Temperatura en el hogar número cuatro	<sup>o</sup> C
UPN	Unidad de Proyecto Nicaro	
V	Método Volumétrico.	
W <sub>HR</sub>	Productividad en hornos de reducción:	$\left(\frac{ton}{día}\right)$



$X_i$  Valor de cada análisis.

$\bar{X}$  Valor promedio del análisis químico



## ANEXO

Tabla 1 Resumen estadístico de los elementos del mineral alimentado

Estadígrafo	% Ni	% Co	% SiO <sub>2</sub>	% MgO
Frecuencia	20	20	20	20
Media	1.0955	0.12315	7.815	4.11
Varianza	0.0006787	0.00004845	0.120289	0.162
Desviación típica	0.0260516	0.0069606	0.346828	0.402492
Mínimo	1.06	0.115	7.2	3.3
Máximo	1.14	0.135	8.3	4.5
Rango	0.08	0.02	1.1	1.2
Asimetría tipificada	0.428172	1.22227	-1.06952	-1.39571
Curtosis tipificada	-1.02156	-0.857104	-0.526924	-0.427979

Tabla 2 Resumen estadísticos del % Fe<sup>2+</sup> en el mineral reducido para los distintos modelos

Estadígrafos	Modelo 1	Modelo 2	Modelo 3	Modelo 4	Total
Frecuencia	5	5	5	5	20
Media	26,94	28,34	36,44	30,3	30,505
Varianza	0,293	1,373	0,588	1,465	14,6416
Desviación típica	0,541295	1,17175	0,766812	1,21037	3,82643
Mínimo	26,0	27,0	35,6	29,0	26,0
Máximo	27,3	29,5	37,4	31,9	37,4
Rango	1,3	2,5	1,8	2,9	11,4



<b>Asimetría tipificada</b>	-1,75783	-0,32990	0,173307	0,440169	1,44484
<b>Curtosis tipificada</b>	1,76499	-1,35435	-0,98916	-0,85994	-0,7976

**Tabla 3 Parámetros operativos del horno 1 para los distintos modelos**

<b>Modelo (TR,TH4)</b>	<b>Fecha</b>	<b>Hora</b>	<b>% Pet. Adit.</b>	<b>TH4</b>	<b>TH6</b>	<b>TH9</b>	<b>TH11</b>	<b>TH13</b>	<b>TH15</b>	<b>Prod t/h</b>
<b>1 53,8 min 700 °C</b>	15/01/08	9:00 AM	2,49	690,0	621,2	690,8	688,8	680,2	778,2	25,0
	15/01/08	11:00 AM	2,49	690,0	621,2	690,8	688,8	680,2	778,2	25,0
	15/01/08	1:00 PM	2,49	690,0	621,2	690,8	688,8	680,2	778,2	25,0
	21/01/08	9:00 AM	2,46	683,7	576,1	697,6	707,4	717,0	765,2	24,2
	21/01/08	5:00 PM	2,46	683,7	576,1	697,6	707,4	717,0	765,2	24,2
<b>2 53,8 min 600 °C</b>	22/01/08	1:00 PM	2,45	621,0	624,2	691,3	683,2	695,3	761,0	25,0
	22/01/08	3:00 PM	2,45	621,0	624,2	691,3	683,2	695,3	761,0	25,0
	23/01/08	9:00 AM	2,50	602,1	666,6	682,0	709,4	716,7	761,9	25,0
	23/01/08	3:00 PM	2,50	602,1	666,6	682,0	709,4	716,7	761,9	25,0
	23/01/08	5:00 PM	2,50	602,1	666,6	682,0	709,4	716,7	761,9	25,0
<b>3 98,0 min 700 °C</b>	30/01/08	9:00 AM	2,46	686,0	672,0	697,0	762,0	742,0	777,0	19,9
	30/01/08	1:00 PM	2,46	686,0	672,0	697,0	762,0	742,0	777,0	19,9
	30/01/08	3:00 PM	2,46	686,0	672,0	697,0	762,0	742,0	777,0	19,9
	31/01/08	9:00 AM	2,49	716,0	625,0	693,0	739,0	729,0	761,0	20,0
	31/01/08	5:00 PM	2,49	716,0	625,0	693,0	739,0	729,0	761,0	20,0
<b>4 98,0 min</b>	01/02/08	8:00AM	2,47	635,0	639,0	678,0	727,0	716,0	767,0	19,9
	01/02/08	10:00 AM	2,47	635,0	639,0	678,0	727,0	716,0	767,0	19,9



<b>600 °C</b>	01/02/08	12:00M	2,47	635,0	639,0	678,0	727,0	716,0	767,0	19,9
	01/02/08	2:00 PM	2,47	635,0	639,0	678,0	727,0	716,0	767,0	19,9
	01/02/08	4:00 PM	2,47	635,0	639,0	678,0	727,0	716,0	767,0	19,9
<b>Media</b>			<b>2,48</b>	<b>657,5</b>	<b>636,2</b>	<b>688,1</b>	<b>718,7</b>	<b>713,9</b>	<b>768,0</b>	<b>22,5</b>
<b>Máximo</b>			<b>2,50</b>	<b>716</b>	<b>672</b>	<b>697</b>	<b>762</b>	<b>742</b>	<b>778</b>	<b>25,0</b>
<b>Mínimo</b>			<b>2,45</b>	<b>602,0</b>	<b>576,1</b>	<b>678,0</b>	<b>683,2</b>	<b>680,1</b>	<b>761,0</b>	<b>19,9</b>
<b>Desviación Estándar</b>			<b>0,017</b>	<b>38,55</b>	<b>28,18</b>	<b>7,70</b>	<b>25,65</b>	<b>19,19</b>	<b>6,82</b>	<b>2,54</b>

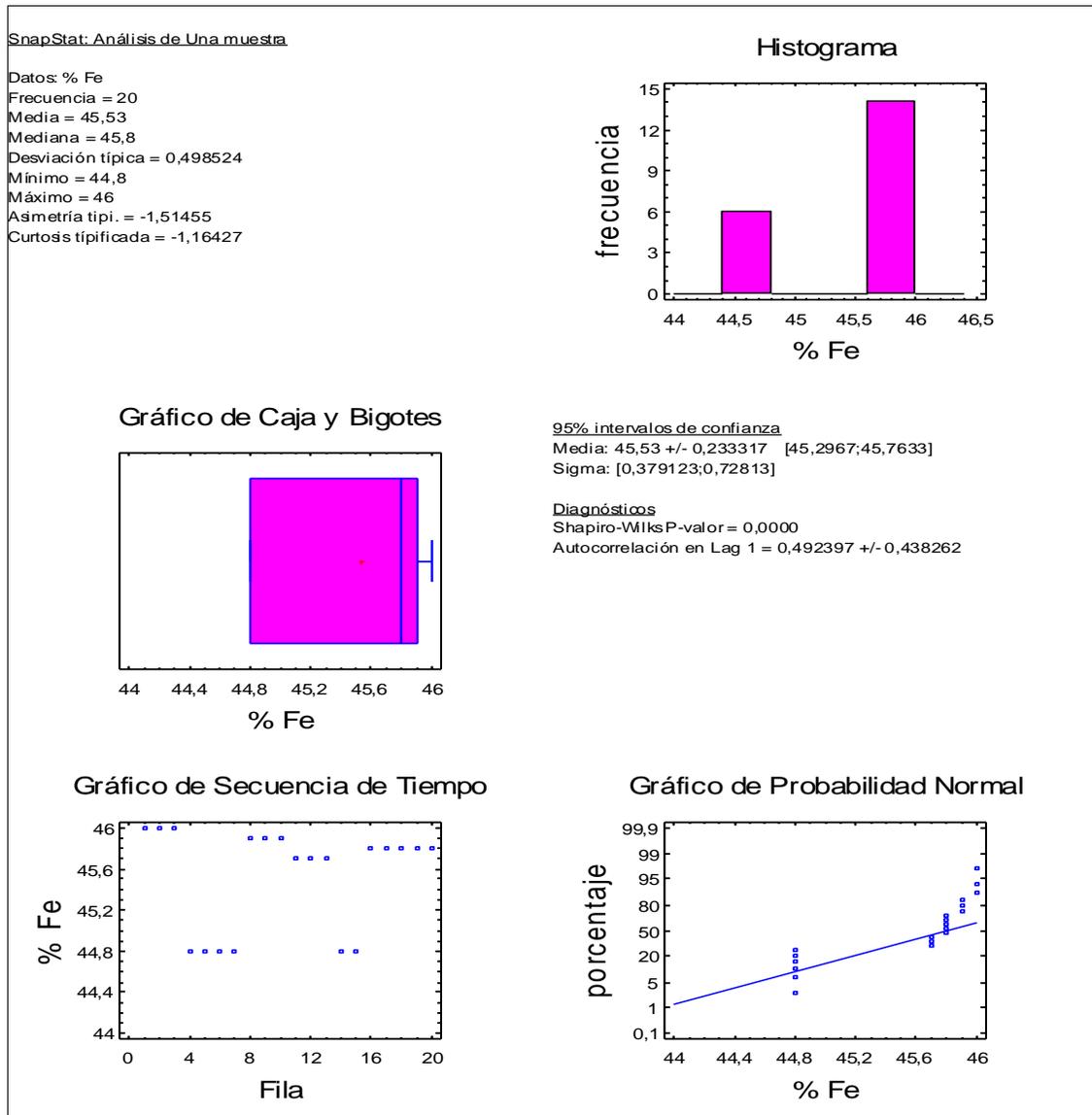


Figura 13 Análisis del % Fe en el mineral de alimentación

Tabla 4 Resultados de la prueba QT

Modelo (TR,TH4)	Fecha	Hora	Prueba QT				
			Ni	Co	Fe	Fe <sup>++</sup>	FM
1 53,8 min	15-1-08	9:00 AM	0,25	0,056	52,0	11,8	58
	15-1-08	11:00AM	0,24	0,057	51,8	11,8	54



<b>700 °C</b>	15-1-08	1:00PM	0,23	0,056	50,1	11,3	54
	21-1-08	9:00AM	0,25	0,060	49,3	10,9	60
	21-1-08	5:00PM	0,25	0,062	49,6	9,9	52
<b>2</b> <b>53,8 min</b> <b>600 °C</b>	22-1-08	1:00PM	0,25	0,069	47,6	11,4	58
	22-1-08	3:00PM	0,26	0,067	48,1	11,0	58
	23-1-08	9:00AM	0,23	0,069	49,9	11,2	58
	23-1-08	3:00PM	0,22	0,059	52,3	11,0	60
	23-1-08	5:00PM	0,22	0,062	51,4	10,9	54
<b>3</b> <b>98,0 min</b> <b>700 °C</b>	30-1-08	9:00AM	0,23	0,065	50,8	21,8	52
	30-1-08	1:00PM	0,22	0,054	51,5	16,8	54
	30-1-08	3:00PM	0,23	0,065	51,3	17,6	50
	31-1-08	9:00AM	0,22	0,061	49,6	15,0	48
	31-1-08	5:00PM	0,23	0,054	50,3	12,0	54
<b>4</b> <b>98,0 min</b> <b>600 °C</b>	1-2-08	8:00AM	0,25	0,057	49,0	13,9	64
	1-2-08	10:00AM	0,27	0,061	49,7	14,3	60
	1-2-08	12:00M	0,25	0,056	49,2	13,7	52
	1-2-08	2:00PM	0,26	0,058	50,0	15,4	58
	1-2-08	4:00PM	0,27	0,057	50,0	13,7	62
<b>Media</b>			<b>0,24</b>	<b>0,060</b>	<b>50,18</b>	<b>13,27</b>	<b>56,00</b>
<b>Máximo</b>			<b>0,27</b>	<b>0,069</b>	<b>52,3</b>	<b>21,8</b>	<b>64,0</b>
<b>Mínimo</b>			<b>0,22</b>	<b>0,054</b>	<b>47,6</b>	<b>9,9</b>	<b>48,0</b>
<b>Desviación Estandar</b>			<b>0,017</b>	<b>0,005</b>	<b>1,267</b>	<b>2,936</b>	<b>4,205</b>



**Tabla 5 Extractable de cobalto (%) para las diferentes variantes**

Tiempo de retención (min)	58.3		98.0		Total
	700	600	700	600	
R1	51,90	46,78	50,16	53,56	
R2	48,40	48,19	58,69	50,91	
R3	50,86	49,59	50,54	54,11	
R4	53,35	53,02	50,62	53,78	
R5	52,73	50,51	56,42	54,57	
Frecuencia	5	5	5	5	20
Media	51,448	49,618	53,286	53,386	51,9345
Varianza	3,77537	5,61587	15,8613	2,06053	8,25966
Desviación típica	1,94303	2,36978	3,98262	1,43545	2,87396
Mínimo	48,4	46,78	50,16	50,91	46,78
Máximo	53,35	53,02	58,69	54,57	58,69
Rango	4,95	6,24	8,53	3,66	11,91
Asimetría tipi.	-1,00799	0,409081	0,712888	-1,6812	0,809945
Curtosis típicada	0,441811	0,0319723	-1,03855	1,70338	0,340424

**Tabla 6 Concentración de sodio en el mineral para el tiempo de retención a 25 t/h**

Muestra	Tiempo (min)	C (Na) (ppm)	Tiempo * C (Na) (min ppm)



1	0	0,000	0,000
2	5	0,002	0,010
3	10	0,005	0,050
4	15	0,028	0,420
5	20	0,273	5,460
6	25	0,129	3,225
7	30	0,115	3,450
8	35	0,110	3,850
9	40	0,092	3,680
10	45	0,089	4,005
11	50	0,085	4,250
12	55	0,075	4,125
13	60	0,063	3,780
14	65	0,065	4,225
15	70	0,049	3,430
16	75	0,050	3,750
17	80	0,043	3,440
18	85	0,040	3,400
19	90	0,041	3,690
20	95	0,043	4,085
21	100	0,034	3,400
22	105	0,032	3,360
23	110	0,030	3,300



24	115	0,024	2,760
25	120	0,026	3,120
26	125	0,027	3,375
27	130	0,018	2,340
28	135	0,019	2,565
29	140	0,017	2,380
30	145	0,012	1,740
31	150	0,014	2,100
32	155	0,013	2,015
33	160	0,010	1,600
34	165	0,002	0,330
35	170	0,005	0,850
36	175	0,002	0,350
37	180	0,001	0,180
38	185	0,001	0,185
39	190	0,000	0,000
40	195	0,000	0,000
41	200	0,000	0,000
<b>Sumatoria</b>		<b>1,684</b>	<b>98,275</b>

Tiempo de retención 58.36 min.



**Tabla 7 Concentración de sodio en el mineral para el tiempo de retención a 20 t/h**

<b>Muestra</b>	<b>Tiempo (min)</b>	<b>C (Na) (ppm)</b>	<b>Tiempo * C (Na) (min ppm)</b>
1	0	0,000	0,000
2	5	0,000	0,000
3	10	0,002	0,020
4	15	0,003	0,045
5	20	0,047	0,940
6	25	0,059	1,475
7	30	0,090	2,700
8	35	0,125	4,375
9	40	0,165	6,600
10	45	0,207	9,315
11	50	0,162	8,100
12	55	0,139	7,645
13	60	0,133	7,980
14	65	0,108	7,020
15	70	0,112	7,840
16	75	0,085	6,375
17	80	0,079	6,320
18	85	0,092	7,820
19	90	0,078	7,020



20	95	0,070	6,650
21	100	0,057	5,700
22	105	0,062	6,510
23	110	0,059	6,490
24	115	0,054	6,210
25	120	0,062	7,440
26	125	0,049	6,125
27	130	0,062	8,060
28	135	0,051	6,885
29	140	0,054	7,560
30	145	0,046	6,670
31	150	0,038	5,700
32	155	0,041	6,355
33	160	0,037	5,920
34	165	0,038	6,270
35	170	0,029	4,930
36	175	0,033	5,775
37	180	0,027	4,860
38	185	0,025	4,625
39	190	0,016	3,040
40	195	0,023	4,485
41	200	0,011	2,200
42	205	0,036	7,380



43	210	0,032	6,720
44	215	0,030	6,450
45	220	0,024	5,280
46	225	0,026	5,850
47	230	0,027	6,210
48	235	0,018	4,230
49	240	0,019	4,560
50	245	0,017	4,165
51	250	0,012	3,000
52	255	0,014	3,570
53	260	0,013	3,380
54	265	0,010	2,650
55	270	0,002	0,540
56	275	0,005	1,375
57	280	0,002	0,560
58	285	0,003	0,855
59	290	0,001	0,290
60	295	0,003	0,885
61	300	0,000	0,000
<b>Sumatoria</b>		<b>2,916</b>	<b>285,710</b>

Tiempo de Retención 98.0 min.