



**Instituto Superior Minero Metalúrgico de Moa
“Dr. Antonio Núñez Jiménez”
Facultad de Metalurgia y Electromecánica
Departamento de Metalurgia**

Tesis en opción al título de Ingeniero Metalúrgico

**IMPACTO DEL BENEFICIO DE LA MENA EN LOS
PROCESOS DE MOLIENDA Y HORNOS DE
REDUCCIÓN DE LA EMPRESA COMANDANTE
ERNESTO GUEVARA.**

CARMEN MARÍA MESTRE MESTRE

**MOA-CUBA
2010**



**Instituto Superior Minero Metalúrgico de Moa
“Dr. Antonio Núñez Jiménez”
Facultad de Metalurgia y Electromecánica
Departamento de Metalurgia**

Tesis en opción al título de Ingeniero Metalúrgico

**IMPACTO DEL BENEFICIO DE LA MENA EN
LOS PROCESOS DE MOLIENDA Y HORNOS
DE REDUCCIÓN DE LA EMPRESA
COMANDANTE ERNESTO GUEVARA.**

CARMEN MARÍA MESTRE MESTRE

TUTORES:

**Dr. ALBERTO HERNÁNDEZ FLORES-----
OFICINA NACIONAL RECURSOS MINERALES
ING. ORLEIDY LOYOLA BREFFE-----
INSTITUTO SUPERIOR MINERO METALÚRGICO**

**MOA-CUBA
2010**



DEDICATORIAS Y AGRADECIMIENTOS.

"A mi hija,
.....por hacer más perfecto aquello en que creo.

"A Juan Esteban,
.....por contribuir en mí empeño

"A mis tutores,
...por ser mí guía.

"A mis profesores del Instituto Superior Minero Metalúrgico,
.....por su ejemplo de profesionalidad que nunca he olvidado.

"A mis compañeros y amigos...
.....y todos aquellos que hicieron posible la confección y elaboración
de este trabajo."

CMestre



PENSAMIENTO

*“El éxito no se logra por hacer cosas extraordinarias,
sino por hacer cosas ordinarias extraordinariamente bien”*

Ché.



ÍNDICE

INTRODUCCIÓN.....	1
CAPÍTULO 1 ESTADO DEL ARTE	4
1.1 TRABAJOS PRECEDENTES	4
1.2 COMPOSICIÓN MINERALÓGICA, GRANULOMÉTRICA Y QUÍMICA DE LA BASE MINERA DE LA ECECG.....	10
1.3 ESQUEMA TECNOLÓGICO POR DISEÑO DE LA PREPARACIÓN DEL MINERAL	12
CONCLUSIONES PARCIALES	15
CAPÍTULO 2 INTRODUCCIÓN DEL PROCESO DE BENEFICIO EN LA ECECG	16
2.1 CARACTERIZACIÓN DEL MATERIAL EN LA DESCARGA DE LOS SECADEROS.....	16
2.1.1 RESULTADOS DE LAS CORRIDAS EN LOS TRANSPORTADORES II Y IIIA	17
2.2 DISEÑO DEL ESQUEMA DEL BENEFICIO E IMPLEMENTACIÓN EN LA ECECG	21
CONCLUSIONES PARCIALES	25
CAPÍTULO 3 EVALUACIÓN DE LA INTRODUCCIÓN DEL BENEFICIO EN LA PLANTA DE PREPARACIÓN DE MINERAL Y EN LA PLANTA DE HORNOS DE REDUCCIÓN	26
3.1 PLANTA PREPARACIÓN DE MINERAL.....	26
3.2 PLANTA HORNOS DE REDUCCIÓN.....	26
3.3 DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN Y RESULTADOS OBTENIDOS.....	28
3.4 ESTADÍSTICA DESCRIPTIVA Y COEFICIENTE DE REGRESIÓN.....	35
3.5 DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS.....	42
3.6 VALORACIÓN DEL EFECTO ECONÓMICO OBTENIDO CON LA INTRODUCCIÓN DEL PROCESO DE BENEFICIO EN MOLIENDA Y EN EL AHORRO DE PETRÓLEO PARA LA PLANTA HORNOS DE REDUCCIÓN	43
3.7 VALORACIÓN DEL IMPACTO MEDIOAMBIENTAL LOGRADO EN MOLIENDA CON EL BENEFICIO DEL MATERIAL Y EN LA PLANTA HORNOS DE REDUCCIÓN	47
CONCLUSIONES PARCIALES.....	50
CONCLUSIONES.....	51
RECOMENDACIONES.....	52
BIBLIOGRAFÍA.....	53



Resumen

En el trabajo se realiza la evaluación del impacto de beneficio de la mena laterítica en los procesos de molienda y hornos de reducción de la Empresa “Comandante Ernesto Che Guevara”

Para la evaluación del impacto de la introducción de la innovación tecnológica o beneficio de la mena se realizó el análisis estadístico comparativo a los principales indicadores técnicos económicos de los procesos de molienda y reducción de la mena, comprendida en dos períodos; antes de la introducción del beneficio en el esquema tecnológico de la empresa y después de la introducción del mismo.

Los resultados obtenidos muestran que la introducción del proceso de beneficio en la industria favorece la calidad y estabilidad de la mena alimentada a las operaciones de molienda y en hornos de reducción. La separación mediante el beneficio de las fracciones granulométricas mayores a 10 mm propicia la disminución de los componentes nocivos al proceso, como SiO_2 y MgO y con ello se producen mejoras en indicadores como: Incremento en la productividad de los molinos al 2,77 %, la eficiencia operativa es un 10,747 % superior, se disminuye en un 4,694 % el consumo de energía en molienda, en la muestra HR-1 de un 11,562 % de contenido de SiO_2 se logra 9,204 % y de MgO de 6,139 % a un 4,333 %, se obtiene que el efecto económico total es de \$ 957,660.04 CUC.

(Palabras claves: Procesos de beneficio. Mineral laterítico. Influencia del SiO_2 y MgO)



SUMMARY

This paper assesses the lateritic ore beneficiation impact on Commander Ernesto Che Guevara Plant ore grinding and reduction furnaces”

For assessing the impact for the introduction of the technological innovation or ore beneficiation, the comparative statistical analysis was carried out for ore grinding and reduction processes main technical economic indicators, taking into consideration two periods : before and after the implementation of ore beneficiation into the company’s flow sheet.

The results which have been obtained show that the ore beneficiation process in the industry, favors the ore quality and stability, fed to the grinding and reduction furnaces. Removal by beneficiation of the granulometric fractions higher than 10 mm, propitiates the reduction of noxious components to the process, such as SiO₂ and MgO and thus results in improvements such as: ore grinding mills productivity increases by 2,77 %, operational efficiency is higher by 10,747 %, the ore grinding section energy consumption is reduced by 4,694 %, in the sample of HR-1 from 11,562 % of SiO₂ content, 9,204 % is achieved and for MgO from 6,139 % to 4,333 %, it results that the total economic effect is of \$ 957,660.04 CUC.

(Key words: Beneficiation processes. Lateritic ore. Influence of SiO₂ and MgO)



INTRODUCCIÓN.

La industria cubana del níquel cuenta con más de 60 años de experiencia en la obtención del Níquel y Cobalto a partir de los minerales lateríticos, estos recursos han sido la base para el desarrollo de una prominente industria extractiva especializada en la recuperación de los valores de níquel y cobalto presentes en estos minerales, se utilizan dos tecnologías para su procesamiento, la ácida basada en la lixiviación a presión con el uso del ácido sulfúrico como medio lixivante y la tecnología Carbonato Amoniacal basada en la lixiviación atmosférica y que usa el amoníaco como compuesto fundamental en el proceso de lixiviación. Ambas tecnologías requieren de la preparación de la mena para la su aplicación al proceso de lixiviación.

La Tecnología Carbonato Amoniacal realiza la preparación del material sobre la base de la extracción de la humedad del material, y la molienda seca hasta valores de un 85 % de menos 0,074 mm, en correspondencia con el proceso de reducción que se realiza en los hornos de hogares múltiples, una vez reducido el níquel y el cobalto presentes en el material, estos se lixivian en una solución carbonato amoniacal, la que se purifica mediante una separación parcial del cobalto contenido en el mismo donde se obtiene un sulfuro de níquel y cobalto; posteriormente ocurre la destilación de los licores amoniacales en las torres de destilación, se calcina el carbonato de níquel y se sinteriza, y se obtiene el producto final del proceso.

El proceso de molienda involucra varios factores, como son: carga de bolas, régimen aerodinámico, propiedades físico químicas del material, y otras, que inciden en los parámetros fundamentales como la productividad del equipamiento y la calidad del producto final.

Existen dos fábricas en explotación con esta tecnología, la Empresa “Comandante Rene Ramos Latour” (ECRRL), en Nicaro, desde los años 40 y la Empresa “Comandante Ernesto Che Guevara” (ECECG), ubicada en Punta Gorda, municipio de Moa, desde 1986, cuyos esquemas de preparación difieren en sus diseños, lo que contribuye a diferencias en la influencia de factores como tamaño máximo de



alimentación, humedad del material, diseño del equipamiento y en la operación. En ambas se establece la mezcla de las fracciones limoníticas y serpentínicas a razón de 3:1, siendo difícil en la práctica mantener dicha relación, por lo que cualquier desviación hacia uno u otro punto trae consigo alteraciones que incidirán negativamente en la calidad de los productos intermedios y final.

En las últimas cuatro décadas la preparación de los minerales lateríticos ha sido objeto de estudio con el fin de profundizar en los complejos fenómenos que tienen lugar en el proceso industrial y sus altos consumos energéticos, en la molienda se considera un consumo de 3.33 % de toda la energía de cualquier proceso en que se utilice, de aquí que en términos de costos la etapa de molienda es la más significativa en el procesamiento de los minerales. Durante los últimos 25 años los investigadores han realizado estudios encaminados al mejoramiento de la eficiencia de este proceso, y en la actualidad se llevan a cabo estudios de modelación y simulación del proceso referido a la composición sustancial variable del mineral. Esto último trae consigo la introducción de elementos nocivos al proceso y que influyen desde el régimen de preparación de mineral hasta el producto final.

Durante un año, en la ECRRL se implementó la separación de las fracciones mayores de 6,3 mm del flujo de material después de secado, para la eliminación de los elementos nocivos, sílice y óxido de magnesio.

Ese proceso de beneficio se comenzó a introducir en la ECECG y en una etapa inicial se realiza la separación de las partículas mayores de 10 mm.

La ECECG fue diseñada para producir 30.000 t anuales de níquel y cobalto, en la que se tiene como materia prima un material con contenido industrial de níquel de 1,32 %, hierro 38,5 % y cobalto 0,105 %, que fueron los obtenidos en las muestras tecnológicas que se emplearon en la valoración de los yacimientos y sirvieron de base para el diseño de la fábrica. Debido al alto grado de complejidad de los yacimientos y la tecnología empleada para realizar los trabajos mineros, se produce la incorporación de elementos nocivos al proceso que tienen un efecto negativo.



Esto obliga a buscar alternativas tecnológicas para mejorar la calidad y estabilidad de la mena alimentada al proceso.

De aquí que el trabajo de diploma se fundamenta en la evaluación del impacto de la introducción del beneficio de la mena en la planta de Secadero y Molienda en la ECECG.

El problema científico que se estudia es:

- Insuficiente conocimiento del efecto del beneficio de la mena en los procesos de Molienda y Hornos de Reducción.

El objetivo general consistió en:

- Evaluar el impacto de la introducción del beneficio de la mena en los procesos de Molienda y Hornos de Reducción en la ECECG.

La hipótesis que se sostiene es:

- Si se logra establecer la relación entre el beneficio de la mena aplicado en la planta de Preparación de Mineral con los principales indicadores técnico económico, se logrará determinar el efecto o el impacto en la eficiencia de los procesos de molienda y hornos de reducción.

El Objeto de estudio:

- Eficiencia en la tecnología carbonato amoniacal.

Los objetivos específicos:

- Establecer el impacto del beneficio de la mena sobre los principales indicadores de la molienda y reducción antes y después de la introducción de la innovación tecnológica.
- Valorar los indicadores de mayor impacto con la modificación en la operación de la molienda y reducción de los minerales.
- Evaluar el impacto del beneficio de la mena introducido en la ECECG en la esfera económica y medio ambiental.



CAPÍTULO 1

ESTADO DEL ARTE

Para disponer de elementos básicos y las tendencias actuales que resultan esenciales para el desarrollo del trabajo se realizó una búsqueda bibliográfica referente al proceso de beneficio en el Proceso Caron.

Los minerales lateríticos han sido objeto de estudio por diferentes investigadores, la mayoría encaminados a la recuperación del níquel y su incorporación a las plantas metalúrgicas, de forma general, las principales investigaciones realizadas hasta el momento, han estado dirigidas a:

- La caracterización desde el punto de vista geológico, físico, químico y mineralógico, de los minerales lateríticos y de sus escombros, con el objetivo de lograr un mayor aprovechamiento de estas materias primas.
- La preparación y beneficio de minerales lateríticos, para garantizar los índices metalúrgicos, principalmente de los procesos de sedimentación y lixiviación en la tecnología ácida a presión; la obtención de concentrados de cromo y hierro, fundamentalmente para la industria ferrosa.
- El desarrollo de tecnologías para la recuperación u obtención de determinados elementos presentes en los minerales lateríticos.

1.1 Trabajos precedentes

Sobre la mineralogía de la laterita cubana, (Kudaselek et al, 1967; Vera, 1979; Formel, 1979; Formel y Oro, 1980; Vershinin et al, 1984; Quintana-Puchol, 1985; Oustroumov et al, 1985; 1987; Cordeiro et al, 1987a; Rojas-Purrón et al, 1993a; Rojas-Purrón y Carballo, 1993b; Carpote et al, 1993; Almaguer y Zamazry, 1993; Almaguer, 1995, 1996a, 1996b; Lavaut, 1998; Oliveira et al, 2001; Rojas, et al, 2005) coinciden que es un material esencialmente de granulometría fina; el principal mineral es la goethita, portador fundamental del níquel.

Ponce (1984), en la mineralogía y composición sustancial de la mena del yacimiento "Delta", Moa, trata sobre las principales características mineralógicas



del mismo, y realiza un análisis granulométrico de los diferentes tipos de menas, análisis químico y valora mineralógicamente y electromagnéticamente las muestras, el análisis granulométrico lo realizó con los siguientes tamices: 1,0 mm; 0,5 mm; 0,25 mm; 0,1 mm; 0,05 mm, 0,005 mm, la clase predominante es 0,05 mm con contenidos de 75 a 86 %, del análisis químico, el óxido predominante es el férrico 36 a 68 %, haciendo una caracterización, desde el punto de vista químico y mineralógico de las lateritas del norte oriental, (Vershinin et al, 1984), plantean que en la composición mineral y de los ocreos inestructurales predominan la goethita, la aluminogoethita, la maghemita, la hematita, y la hidragilita, lo que coincide con el trabajo realizado por (Rojas, 1995), en esencia, los autores caracterizan a estas lateritas como una mena de hierro con impurezas de níquel, cobalto y cromo, (Muñoz et al, 2005), partiendo de los resultados analíticos de alta precisión a través de Microscopio Electrónico de Barrido, establecen la composición mineralógica básica para cada horizonte del perfil laterítico del yacimiento Punta Gorda, donde se identifican goethita, hematita, gibbsita, y cromita, el níquel se asocia principalmente a la goethita y el cobalto a los minerales de manganeso, coincidiendo con (Rojas, 1995; Da Silva et al, 2001).

Cordeiro y colaboradores (1987a), realizan análisis químico de fases de las lateritas cubanas describiendo la distribución de níquel en microfases de ocreos provenientes de Camariocas Este, Norte y Levisa, reportan que el níquel no estructural oscila entre 0,3 a 1,4 %, el níquel asociado a la serpentina 6,5 a 22,8 % y el níquel asociado a la goethita 73 a 96,30 % coincidiendo con los resultados de (Capote et al, 1993), que agregan que el hierro amorfo contiene aproximadamente 12 % del níquel.

Peña y Rubio (1990), hacen un estudio de beneficio del escombros, donde se somete el mineral primeramente a operaciones de trituración y cribado en ciclo cerrado, con el objetivo de obtener un producto con una granulometría menor de 5 mm, el que luego fue alimentado a una criba pulsante hidráulica donde se obtuvieron tres productos, de los cuales, dos presentan contenido de hierro entre 40 y 50 %, siendo el contenido de este elemento para el tercer producto entre el 20 y 30 %, la fracción fina fue sometida a esquemas combinados de beneficio



como la tostación magnetizante con separación magnética a bajas intensidades y con flotación aniónica inversa, la separación magnética no arrojó resultados satisfactorios; además con los reactivos utilizados en el proceso de flotación no se logró el beneficio del mineral. (Vázquez, 1992), estudia dos esquemas para la obtención de concentrados de cromo a partir de cortezas de intemperismo de Pinares de Mayarí logrando los mejores resultados en uno de estos esquemas, las cromo espínelas se concentran en las clases intermedias lo que posibilita su separación.

Almaguer y Zamarsky (1993), determinan la distribución del níquel, hierro y cobalto en los tamaños de los granos que componen el perfil de las cortezas de intemperismo, abordan sobre la mineralogía, granulometría para posible beneficio por tamaño para el aprovechamiento integral de las lateritas; se realiza la caracterización granulométrica desde 1,6 mm hasta 0,05 mm, donde se ofrece análisis estadístico del contenido de hierro, níquel, cobalto, el níquel está distribuido uniformemente en coincidencia con los resultados de (Agyei et al, 2005; Falcón y Hernández, 1993), realizan ensayos continuos con la utilización esquemas de reducción de tamaño, lavado, separación magnética y beneficio gravitacional de muestras de espesadores de pulpa así como los de escombros de los yacimientos suministrados a la Moa Nickel S.A, por lo que se obtienen resultados de que la cromita se concentra en el producto magnético y la fracción pesada del producto gravitacional, el Ni se concentra en las clases finas y los productos ligeros del beneficio gravitacional, el Fe se concentra en la clase más fina fundamentalmente, aunque aparece una cantidad con alta susceptibilidad magnética, en el caso del escombros, los perdigones también lo concentran.

Rojas et al (1993a), hacen una caracterización mineralógica económica del material de rechazo de la planta de Preparación de Pulpa del yacimiento Moa, se valora mineralógicamente el material que constituye el rechazo actual de la planta de preparación de pulpa de Moa Nickel S.A, en el mismo se hacen los análisis granulométricos, químicos y mineralógicos. El análisis granulométrico con tamices 1,4 mm; 0,1 mm; 0,08 mm; 0,056 mm revela que el 60 % de la masa del producto de rechazo está por debajo de 0,83 mm, lo que evidencia la ineficiencia del proceso



de preparación de la pulpa. También los investigadores reportan que la química del material de rechazo y el material de alimentación es similar, el níquel de 1,18 % para el material alimentado y 1,08 % para rechazo respectivamente, lo cual constituye enormes pérdidas de recursos. Ambos materiales tienen altos contenidos de hierro, cobalto y manganeso, el níquel muestra un significativo aumento hacia las fracciones más finas (menores de 56 μm), el hierro, en la fina; el magnesio, en las gruesas; y el cobalto presenta un comportamiento irregular. Señalan los autores que el 12 % del material alimentado se pierde por insuficiencia tecnológica.

Rojas et al (1993b), realizan la valoración mineralógica del material procesado en la ECECG, se revelan también que las fases minerales presentes en el material alimentado a los hornos de reducción son fundamentalmente óxidos e hidróxidos de hierro: goethita e hidrogoethita, hematita, magnetita que alcanzan hasta el 70 % del peso de la muestra, las fases minerales cristalinas presentes tanto en el material reducido como en el producto lixiviado y sedimentado son principalmente magnetita, forsterita, cuarzo y clorita, entre las fases de magnetita y forsterita están los responsables de la retención de níquel en su estructura que no permiten su recuperación.

Leyva (1995), en su estudio estructural de los minerales componentes de las colas de la ECRRL de Nicaro beneficia el material en un clasificador mecánico, espiral, separación magnética húmeda y concentración en mesa de sacudida, obtiene resultados sobre la composición elemental cualitativa y cuantitativa, así como, la morfología de algunas partículas minerales presentes la cola tiene alto contenido de sílice, aluminio, y significativos contenido de hierro, la cromita se enriquece en el producto pesado de la mesa de concentración, de 2,46 % en la cabeza a 42,0 % en el producto pesado de la masa, más de 80 % del material de cola es inferior a 10 μm .

Falcón et al (1997b), hacen análisis de la preparación mecánica de la ECECG con trituradores de mandíbula, molino de bola, tamices, tubos de Davis, analizadores por vía seca, canales cónicas y sluices, distribuyendo el estudio en bloques; el



primer bloque de experimentos incluye cribado, trituración, molienda, lavado y tamizado, se utilizan las clases siguientes: + 0,85 mm; (- 0,85 + 0,16) mm; (- 0,16 + 0,071) mm y (0,071 + 0,00) mm, para el primer bloque se concluye que la limonita requiere de menos tiempo de lavado y tamaño de trituración que la serpentina, también el aumento de tiempo de lavado aumenta el contenido de magnesio y disminuye el contenido de níquel. Los ensayos que se utilizaron en los separadores espirales demuestran la necesidad de su uso para el enriquecimiento de níquel del producto ligero en un solo pase, el cobalto se enriquece en la fracción (- 0,83 + 0,074) mm, el hierro lo hace en - 0,074 mm, la concentración de cromo y cobalto en el producto pesado se duplica con respecto a la muestra inicial, en el producto ligero se incrementa el contenido de níquel, hierro y decrece apreciablemente el magnesio, finalizan que la trituración de mineral hasta 10 y 5,0 mm permite mejorar la operación de lavado.

De los minerales lateríticos (Bruguera et al, 1999), en su estudio sobre la lixiviación de la serpentina niquelífera con ácidos orgánicos de Punta Gorda, analizan la influencia de la concentración de los diferentes ácidos, la densidad de la pulpa y la granulometría sobre la recuperación de los metales. El análisis de la granulometría plantea que el incremento de tamaño de partículas en intervalo (- 0,045 + 0,00) mm hasta (- 0,25 + 0,2) mm favorece la recuperación de metales, las clases utilizadas fueron (- 0,3 + 0,25) mm; (- 0,25 + 0,2) mm; (- 0,2 + 0,15) mm; (- 0,15 + 0,09) mm; (- 0,09 + 0,045) mm; (0,045 + 0,00) mm.

Hernández et al (2000), realizan un análisis teórico del beneficio de la mena laterítica, tomando como propiedades contrastantes, el diámetro y la susceptibilidad magnética de las partículas, se establece los principales índices tecnológicos de la separación cuyos resultados muestran que es posible un incremento de níquel hacia el producto fino de separación en 0,01 %, y una disminución del contenido de aluminio y magnesio de 8,56 % y 6,58 % respectivamente, lo que es muy beneficioso para el proceso de lixiviación ácida, además el producto magnético se caracteriza por un alto contenido de cobalto.



Ramírez (2002), también realiza una caracterización de los escombros lateríticos, desde el punto de vista físico, químico y mineralógico para una mejor beneficiabilidad, y así lograr un mejor aprovechamiento de esta materia prima.

Los métodos clásicos para el estudio de la beneficiabilidad de la laterita no permiten obtener información real de sus características para su posible tratamiento dada la complejidad mineralógica del material; la separación de la laterita en varios componentes que considera una sola propiedad es imposible (Hernández, 1997; Coello et al, 1998; Hernández et al, 2000).

A pesar de los avances que se han logrado, existe un problema en la distribución fraccional de la mena níquelífera, que hasta este momento está latente. Muchos de los factores analizados no están estudiados con suficiente certeza y la explicación de efecto obtenido se hace difícil, debido a que la caracterización ha sido generalmente mediante métodos clásicos, y carece de un enfoque sistémico e integral; resulta también insuficiente, el conocimiento que se tiene, en cuanto a las propiedades físicas contrastantes, lo que impide establecer las regularidades para el estudio de la capacidad de enriquecimiento que permite el aprovechamiento más integral del mismo. Por las razones mencionadas, se necesita caracterizar la materia prima que se utilice, el tamaño, susceptibilidad magnética y la densidad de una manera integral.

La explotación de los yacimientos lateríticos en Cuba, se ha efectuado para la extracción del níquel y cobalto contenidos en ellos. Sin embargo, los minerales en estos yacimientos contienen en mayor cantidad otros componentes que no se utilizan, los que se acumulan como residuales, lo que ocupa grandes extensiones y que contamina el medio circundante, además, la extracción mineral se realiza que se garantice contenidos mayores de 0,9 % de níquel en el mineral alimentado a las plantas metalúrgicas, lo que obliga a hacerla más extensiva y que se acumulen mayores volúmenes de minerales fuera de balance que conforman las escombreras. Los resultados de trabajos investigativos geólogo- mineralógicos sobre estos yacimientos, indican contrastes significativos en la concentración y contenidos de diferentes elementos en las capas y partículas de diferentes tamaños que constituyen las partes o del yacimiento en su conjunto, se observa, en



la medida que disminuyen los contenidos de sílice y magnesio aumentan los de hierro y níquel estos dos últimos elementos tienden a concentrarse en las partículas más finas, mientras que el cobalto y el cromo lo hacen en partículas intermedias entre 200 y 20 micrones.

Por lo anterior es posible establecer racionalidad en la extracción, actualmente ello se hace para obtener un contenido medio para la alimentación a las plantas, de zonas y capas en los yacimientos, lo que lo combinan con clasificación y/o reducción selectiva en procesamiento ulterior.

Por otra parte, existen contrastes de las fases mineralógicas presentes, en densidad, susceptibilidad magnética, formas de las partículas, tenacidad y otras propiedades físicas que pueden ser utilizadas para el beneficio en los procesos que se fundamentan en ellas.

1.2 Composición mineralógica, granulométrica y química de la base minera de la ECECG

La laterita de balance del yacimiento de la base minera es esencialmente ferrosa, donde el Fe se concentra en valores entre un 20 % y un 49,7 % en las diferentes fracciones granulométricas; se encuentran además como elementos mayoritarios en esta mena el óxido de magnesio, aluminio, sílice, cromo y manganeso. El níquel y el cobalto aparecen como microelementos pero de mucho interés desde el punto de vista técnico y económico, (Hernández-Flores, 2010)

La figura No 1 ofrece los resultados de la base minera de la ECECG donde de manera algorítmica se pone de manifiesto que a medida que aumenta el diámetro de las partículas disminuye el porcentaje en peso

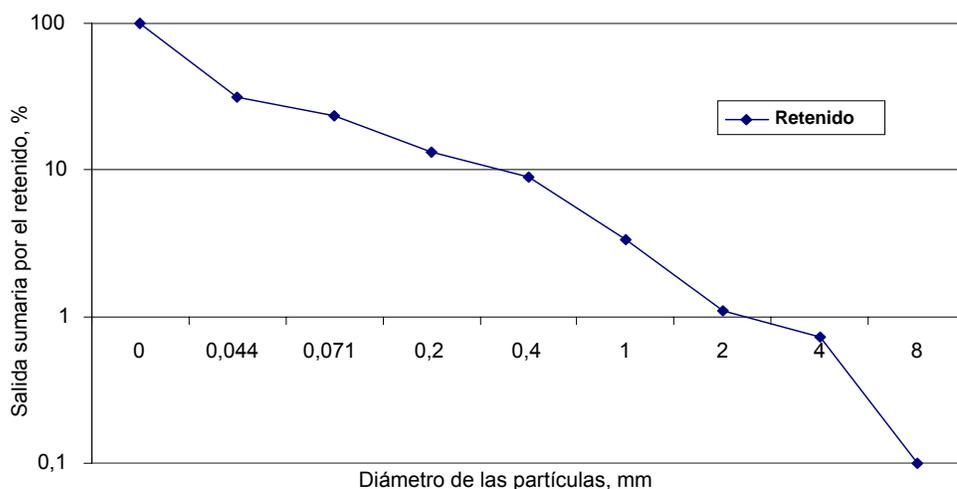


Figura No. 1: Retenido en el Yacimiento de la base minera

Los resultados del análisis granulométrico y químico efectuado al yacimiento de la base minera, Tabla No. 1, resultan atractivos para evaluar la posibilidad y efectividad de la introducción del proceso de beneficio con vistas a concentrar y/o separar los elementos químicos y compuestos que componen la mena laterítica; se observa la tendencia del hierro a concentrarse hacia las clases de tamaño más finas, por el contrario la sílice y el magnesio lo hacen hacia las mayores granulometrías, es decir existe contraste en la concentración de estos en virtud de la diferencia del diámetro de las partículas de la mena. Por su parte el cobalto y el manganeso presentan la tendencia a concentrarse fundamentalmente en los intervalos de tamaño intermedios. (Hernández-Flores, 2010)

Tabla No. 1: Composición química promedio de la laterita de balance, por fracciones granulométricas de la base minera

Clases de Tamaño (mm)	Contenido (%)									
	Ni	Co	Fe	Mn	MgO	Cr	Al	SiO ₂	Cu	Zn
-10 + 8,0	1,80	0,365	20,69	3,08	9,40	0,27	12,76	20,16	0,043	0,037
- 8,0 + 4,0	1,56	0,229	21,85	2,18	9,18	0,23	9,83	22,16	0,028	0,034
-4,0 + 2,0	1,60	0,323	22,18	2,72	9,81	0,27	9,62	19,38	0,033	0,045
-2,0 + 1,0	1,08	0,225	34,63	1,71	3,10	1,30	5,32	6,71	0,022	0,057
-1,0 + 0,4	1,20	0,264	39,20	1,84	1,79	2,11	4,15	4,43	0,020	0,058
- 0,4 + 0,2	1,42	0,404	36,50	2,98	1,31	2,09	4,10	3,94	0,022	0,058
-0,2 + 0,071	1,50	0,349	38,91	2,57	1,16	2,37	3,65	4,01	0,019	0,046
-0,071+ 0,044	1,40	0,192	43,90	1,40	0,94	2,68	3,44	3,75	0,017	0,042
- 0,044 + 0	1,38	0,092	49,66	0,63	0,71	1,96	3,51	3,41	0,018	0,048

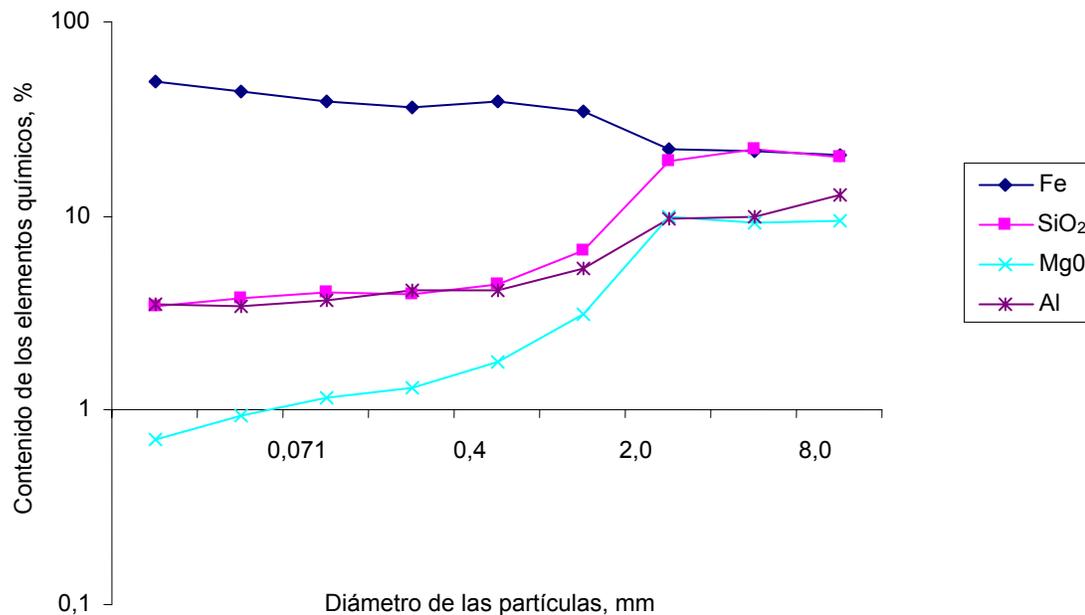


Figura No.2. Variación de contenido de los componentes mayoritarios, Fe, Al, SiO₂, MgO, en la laterita de balance de la base minera

Las curvas que describen el comportamiento de los principales elementos químicos que componen la muestra, Figura No. 2, manifiestan contraste en cuanto a su concentración en los intervalos granulométricos estudiados, por ejemplo el magnesio que constituye un componente nocivo tanto para la tecnología HPAL como para la tecnología Caron incrementa su contenido gradualmente en la medida que aumenta el diámetro de las partículas, de manera similar resulta el comportamiento del aluminio y la sílice, por su parte el hierro, elemento mayoritario disminuye en su concentración en la medida que las partículas que componen la mena inicial aumentan en su tamaño. (Hernández-Flores, 2010)

1.3 Esquema tecnológico por diseño de la preparación del mineral

En la planta Preparación de Mineral es donde se inicia el proceso productivo de la Fábrica, según la tecnología carbonato amoniacal (Manual de Operaciones de la planta, 1986)

El material procedente de la mina es transportado hasta el Objeto 01 (Taller de recepción de mineral) y puede ser suministrado a la planta de Preparación de Mineral por dos vías.



- a) A través de grúas gantry.
- b) Directamente por los transportadores de enlace (No.14) ó (15).

Una vez descargado el mineral en galería es remontado y alimentado por las grúas gantry. Estas remontan el mineral y lo homogeneizan en el depósito exterior que posee una capacidad de material húmedo de 360 000 t, capaz de garantizar 28 días de trabajo en la planta.

El material suministrado por las grúas o el transportador No. 14 ó 15 es descargado en los transportadores cuyas capacidades son 750 t/h cada uno.

El paso del mineral desde las grúas hacia los transportadores 5 y 5a, 6 y 6a, se realiza a través de un alimentador que se mueve solidario con las grúas y que posee para este trabajo (de alimentación) un transportador y de capacidad 750 t/h. Los transportadores 5, 5a, 6 y 6a, alimentan a los transportadores 7 y 7a los que se encargan de llevar el material homogeneizado hasta el edificio de los secaderos. La capacidad de estas correas es de 750 t/h y todo su contenido lo vierten sobre los transportadores 8 y 8a que tiene como función la de alimentar a los transportadores 9 (del 1 al 6) de los secaderos y a los transportadores 10 (1, 2 y 3) depósito de mineral interior o de emergencia.

El tambor secador posee una longitud igual a 48 m y un diámetro 4,5 m. El mineral al entrar al secadero lo hará con una humedad aproximadamente de 36 a 38 %, la que puede ser mayor en épocas de lluvia, y saldrá del mismo con 4,0 a 5,5 % según esta establecido.

Para lograr esto cada secadero posee una cámara de combustión dotada de un quemador de petróleo. Se suministra aire de combustión, aire de pulverización aire secundario o gases procedente de la planta de Hornos.

Los gases combustionados dentro de la cámara alcanzan una temperatura de 1500 °C y bajan hasta 750 a 850 °C al ponerse en contacto con el aire en exceso que se suministra y que sirve para aumentar el volumen de gases necesarios para secar el mineral.



Con esta última temperatura es con la que entran los gases al tambor secador. La circulación de estos en el al tambor secador se realiza en dirección a concurrente con el mineral alimentado de forma que, ese contacto gases calientes-mineral permita que este ultimo se vaya secando y se obtenga al final del secadero un producto con las características adecuadas. Los gases al salir del secadero tendrán una temperatura de 85 a 95 °C.

El material después de secado, es descargado en las correas transportadoras son denominadas comúnmente correas calientes debido a que son las primeras que hacen contacto con el material caliente que sale de los secaderos. La capacidad es de 490 t/h.

En estas correas se encuentran instaladas las romanas encargadas del pesaje del material seco.

Este material seco es descargado en las correas transportadoras que son la vía de unión entre los secaderos y los molinos. Esta correa transportadora posee una capacidad de 490 t/h y descarga su contenido en 4 tolvas, una para cada molino mediante desviadores de mineral colocados sobre la correa y justamente sobre las mencionadas tolvas.

Desde cada tolva el mineral llegará a los molinos en forma dosificada de 120 t/h y tiene cómo dimensiones 5,7 m de longitud y 3,2 m de diámetro.

Estos molinos son de forma cilíndrica y para su proceso de molienda fina poseen una carga de bolas cuyo peso es de 54 t, cuyas dimensiones son:

100 mm – 10 %	5, 5 t	(5500 kg)
70 mm - 10 %	5, 5 t	(5500 kg)
60 mm - 15 %	8, 0 t	(8000 kg)
40 mm - 25 %	13, 5 t	(13500 kg)
32 mm - 40 %	21,5 t	(21500 kg)
Total	54 t	(54000 kg)

El producto que el molino debe entregar tendrá una humedad de 4,5 a 5,5 % y el mineral molido es transportado hacia los silos de mineral del Taller de Hornos de



Reducción mediante el empleo de bombas neumáticas colocadas en la descarga de las tolvas.

Conclusiones parciales

Mediante el estado del arte se logró ampliar los conocimientos de los yacimientos lateríticos, al conocer sus características físicas, químicas y mineralógicas.



CAPÍTULO 2

INTRODUCCIÓN DEL PROCESO DE BENEFICIO EN LA ECECG

La ECECG fue diseñada para producir 30.000 t de níquel y cobalto anuales, que tiene como materia prima una mena con contenido industrial de níquel de 1,32 %, hierro 38,5 %, cobalto 0,105 %, sílice en el rango de 10,5 % a 11,5 % y óxido de magnesio en el rango de 4 % a 6 %, que fueron los resultados obtenidos con el procesamiento de una muestra tecnológica analizada en la planta piloto de la ECRRL de Nicaro, en la misma se establecieron los parámetros para la reducción del mineral, así como se realizaron los estudios de sedimentación de las pulpas lixiviadas. El producto final de la empresa está compuesto por los siguientes surtidos:

Óxido de níquel sinterizado (SG) con un contenido de níquel en el rango de 86 % y hasta un 93 %; el contenido de cobalto máximo admisible es de 1,30 %, el contenido de hierro con un valor máximo admisible de 0,90 %

- Óxido de níquel en polvo metalúrgico (SP) con un contenido de níquel mínimo de 75 %, el contenido de cobalto de 1,45 % valor máximo y el contenido de hierro admisible hasta 0,50 %
- Óxido de níquel en polvo químico (PQ) con un contenido de níquel mínimo de 75 %, el contenido de cobalto de 0,80 % máximo y el contenido de hierro en 0,50 % máximo
- Sulfuro de níquel y cobalto obtenido en el proceso de purificación de la solución lixiviada rica en níquel con un contenido de este elemento de un 25 % máximo y cobalto de 6 % mínimo.

2.1 Caracterización del mineral en la descarga de los secaderos

Para evaluar la necesidad de la introducción del proceso de beneficio en el esquema tecnológico de la ECECG, se realizó la caracterización granulométrica y química de la mena alimentada al proceso, y para ello se tomaron muestras en las correas calientes 11 y 11a. En las Tablas No. 2, 3 y 4 se exponen los resultados de los estudios efectuados a las muestras. (Herrero A.J.et.al, 2006).



2.1.1 Resultados de las corridas en las correas calientes de Secaderos, Transportadores 11 y 11A

Se escogió como base de cálculo la masa de la muestra para cada una de las fracciones y el contenido de los elementos que le corresponde a cada una de ella, se calcula la masa de cada compuesto, a partir de esta y la masa total de cada uno para el total de la muestra, se determina el contenido de ese elemento en esa clase de tamaño para poder valorar su comportamiento en cada caso.

Para la Corrida No. 1, (Tabla No. 2), en la fracción por encima a los 12 mm, se obtiene que el contenido de níquel en esa clase de tamaño es de 10,59 %, comparado con la masa total de este elemento, el hierro representa en esta fracción el 7,01 %, mientras que la sílice y el óxido de magnesio representan el 23,91 y el 28,57 % respectivamente.

Tabla No. 2: Composición granulométrica y química de la mena de alimentación al proceso, Corrida No. 1, año 2004.

Clase de tamaño, mm	Masa, kg	Salida o % en peso, (y)	Salida sumaria +	Contenido de los elementos, %						
				Ni	Co	Fe	SiO ₂	MgO	Mn	Al
+50	623,04	3,25	3,25	0,86	0,021	17,0	30,56	20,32	0,14	1,06
-50 +25	800,28	4,18	7,43	0,72	0,013	8,9	38,10	27,77	0,13	0,90
-25 +18	716,42	3,74	11,17	0,61	0,017	13,9	34,9	24,87	0,13	0,83
-18 +12	707,46	3,69	14,86	0,80	0,016	12,6	33,16	25,49	0,11	1,90
-12 +6,3	1478,05	7,72	22,58	0,76	0,021	15,5	31,34	22,38	0,17	2,31
-6,3 +4	1624,8	8,49	31,07	0,80	0,038	21,8	24,78	16,17	0,32	4,17
-4 +0	13187,3	68,93	100	1,17	0,084	32,4	17,08	8,91	0,59	3,75
Total	19137,35	100								



Se aplica similar procedimiento realizado para la Corrida No. 1, se tiene que en la Corrida No. 2, (Tabla No. 3), en la fracción por encima a los 12 mm, el contenido de níquel representa el 7,63 % de la masa total de este elemento en la muestra, el hierro es de 4,44 %, mientras que la sílice y el óxido de magnesio representa el 20,06 y el 25,71 % respectivamente.

Tabla No. 3: Composición granulométrica y química de la mena de alimentación al proceso, Corrida No. 2, año 2004

Clase de tamaño, mm	Masa, kg	Porcentaje en peso, %	Sumaria +	Contenido de los elementos, %						
				Ni	Co	Fe	SiO ₂	MgO	Mn	Al
+50	462,45	2,71	2,71	0,86	0,019	12,52	35,89	24,83	0,12	0,95
-50 +25	425,66	2,5	5,21	0,92	0,021	14,05	32,40	25,08	0,16	1,50
-25 +18	394,37	2,31	7,52	0,80	0,018	11,8	37,36	25,08	0,14	1,89
-18 +12	457,62	2,67	10,19	0,84	0,021	15,1	33,28	23,21	0,16	1,66
-12 +6,3	940,76	5,52	15,71	0,92	0,035	17,6	30,22	19,69	0,35	3,22
-6,3 +4	1741,35	10,22	25,93	0,87	0,051	25,3	21,6	13,68	0,57	4,71
-4 +0	12609,7	74,07	100	1,24	0,102	35,0	13,84	6,42	0,75	3,78
Total	17031,91	100								

En la Corrida No. 3, (Tabla No. 4), en la fracción por encima a los 12 mm, el contenido de níquel representa el 13,81 % de la masa total de este elemento en la muestra, el hierro es 7,93 %, mientras que la sílice y el óxido de magnesio representa el 31,21 y el 37,60 % respectivamente.



Tabla No. 4: Composición granulométrica y química de la mena de alimentación al proceso, Corrida No. 3, año 2004.

Clase de tamaño, mm	Masa, kg	Porcentaje en peso, %	Sumaria +	Contenido de los elementos, %						
				Ni	Co	Fe	SiO ₂	MgO	Mn	Al
+50	859,7	4,36	4,36	0,91	0,018	7,9	38,34	27,36	0,12	0,38
-50 +25	1087,2	5,47	9,83	0,84	0,022	14,2	33,36	23,84	0,14	0,89
-25 +18	996,24	5,01	14,84	0,83	0,022	13,7	33,12	25,49	0,21	0,98
-18 +12	524,86	2,64	17,48	0,95	0,026	16,3	29,94	22,80	0,22	1,84
-12 +6,3	1325,9	6,66	24,014	0,93	0,027	16,6	28,84	21,55	0,22	2,32
-6,3 +4	1703,45	8,57	32,71	0,77	0,042	26,1	14,74	12,44	0,51	4,80
-4 +0	13371,3	67,3	100	1,22	0,093	33,6	14,70	7,05	0,66	3,59
Total	19868,65	100								

Al realizar la sumatoria de las masas de cada uno de los elementos para cada una de las corridas, se determina el contenido de cada uno de ellos para la fracción por encima a los 12 mm, se obtiene un valor medio para el níquel de 10,80 %, el hierro es de 6,49 % mientras que la sílice y el óxido de magnesio es de 25,38 y 31,07 % respectivamente.

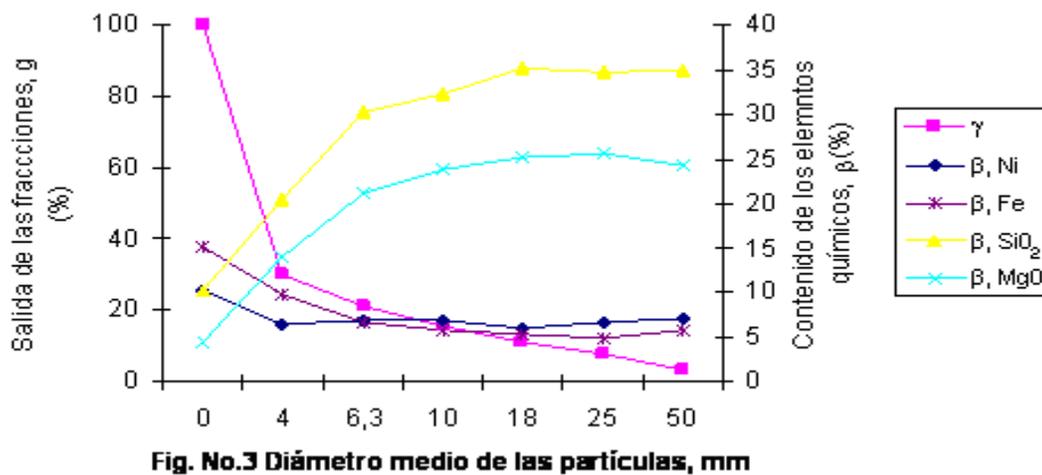
Estos resultados evidenciaron la necesidad de la separación de las rocas, por los valores tan elevados de sílice y magnesio conjugados con valores bajos de contenido de níquel.

El material con altos contenidos de sílice y óxido de magnesio reporta resultados desfavorables en los indicadores de eficiencia en los procesos de molienda, extracciones en hornos de reducción y en el circuito de lixiviación y lavado; en esta última incrementa, además, el arenamiento, todo por las dificultades en la molienda de un material extremadamente duro.



El número de mineral, (Na), que está dado por la relación del producto, del níquel y el hierro, en %, en el mineral de alimentación y el producto de la sílice y el óxido de magnesio, en %, en esta misma corriente; para el resto de las fracciones será muy bajo y considerarlo mena debe ser un error ya que su procesamiento industrial no sería económico, por los bajos resultados de eficiencia.

En la figura No. 3 se muestra el resumen de los valores medios de las tres muestras tomadas en las correas calientes para caracterizar la mena en los secaderos, tal y como se ilustra a continuación. (Hernández-Flores, A, 2010)



Al evaluar la composición granulométrica y química de la mena alimentada al proceso, representada en la Figura No. 3, los valores de níquel se multiplican por 20 para poder representarlo gráficamente, permitió tomar los elementos técnicos que definen la modificación. Evidentemente la separación de las rocas tiene un efecto positivo en el incremento de la ley de níquel, al separar una cantidad considerable de elementos nocivos, que nada aportan al proceso.

En la medida que se incrementa el diámetro medio de las partículas los componentes nocivos, (sílice y óxido de magnesio), tienden a incrementar su contenido, mientras que el níquel y el hierro tienden a disminuir su contenido. De ahí se desprende que el corte realizado en la fracción de - 10 + 6,3 mm es

fundamentado y se produce un arrastre no significativo de finos con el producto de alta granulometría, mayor a 10 mm, que debe incrementarse con la malla - 6 mm, a no ser que se utilice un separador más eficiente que el tromell, ya que por la ingeniería de la planta no es posible alargarlo más, lo cual redundaría en un incremento de la eficiencia del proceso.

La solución a este efecto negativo se logra con la instalación de una criba vibratoria antes de la alimentación a los molinos que permite la separación del fino arrastrado con el material estéril.

2.2 Diseño del esquema del beneficio e implementación en la ECECG.

En la Figura No. 4 se muestra el esquema de beneficio que se puso en marcha en marzo del 2006: (Herrero-Artiles, J, E; Hernández-Flores. A, 2006) este tiene

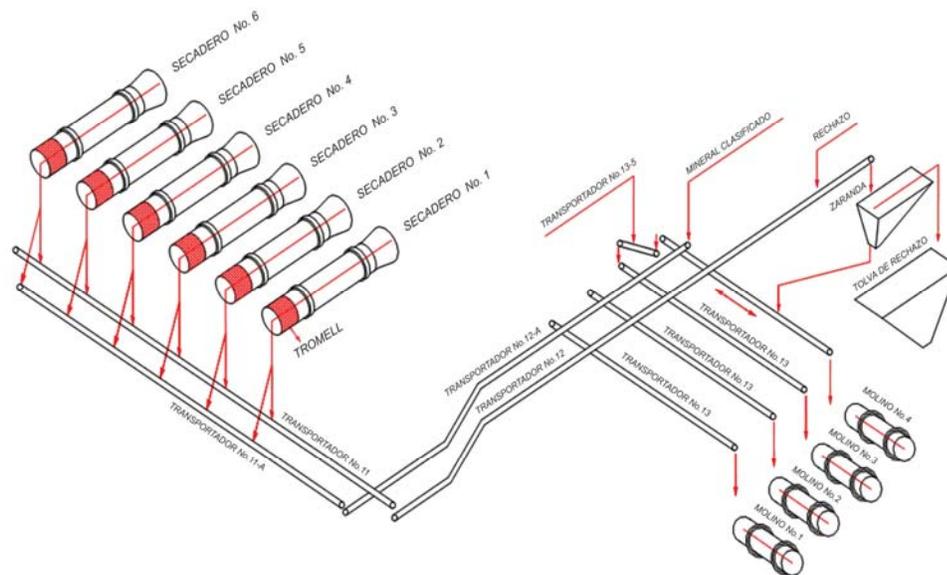


Figura No. 4: Diseño del esquema del beneficio en la ECECG.

como objetivo la separación de las fracciones granulométricas mayores a 10 mm ricas en sílice y óxido de magnesio y material estéril, que son perjudiciales al proceso desde molienda hasta lixiviación fundamentalmente, y el enriquecimiento de los valores metálicos de Ni, Co y Fe, el mismo está formado por los 6 secaderos

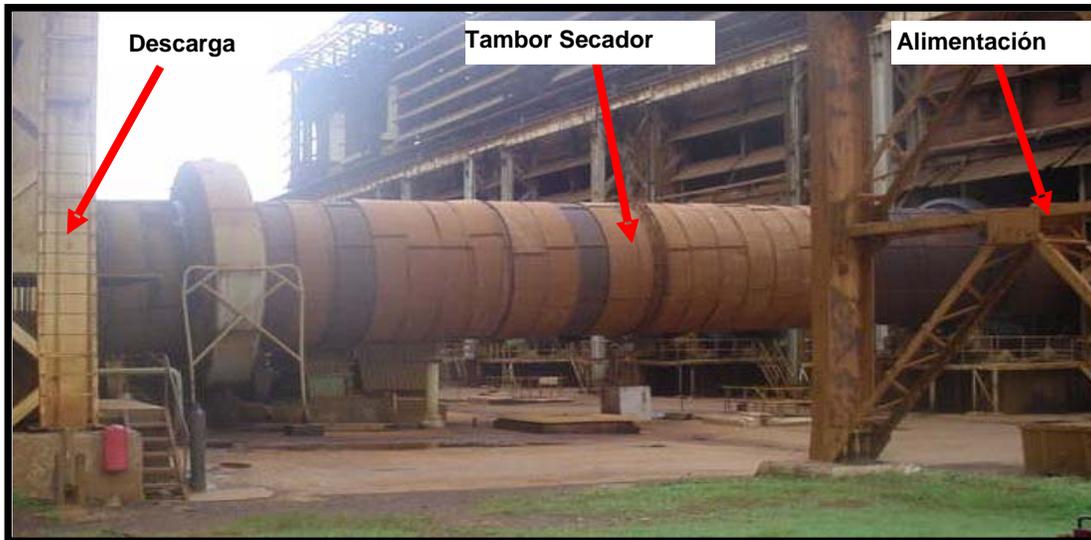


Figura No. 5: Vista general del secadero donde se observa el punto de alimentación, el tambor y la zona de descarga

existentes, una vista general del Secadero se muestra en la Figura No. 5, los cuales durante la operación pueden cambiar como resultado del mantenimiento o por la situación real del inventario en silos. A estos secaderos se les instaló



Figura No. 6: Montaje del tromell en la descarga de los secaderos

en la descarga una Criba giratoria o Tromell compuesto por una malla de orificios de 10 mm de diámetro, tal y como se observa en la Figura No. 6. El largo de la misma estuvo supeditado a la ingeniería de la planta, por lo que se limitó el mismo y como consecuencia se afectó su eficiencia, este efecto fue solucionado al

someter la descarga del tromell a las dos correas donde el mineral clasificado en una criba vibratoria, - 10 mm, se descarga en la correa 11 A y el rechazado, + 10 mm, en la correa 11, el material se transfiere a las correas 12 y 12 A de alimentación a los molinos, en la Figura No. 7 se muestra detalle de la situación de las correas.

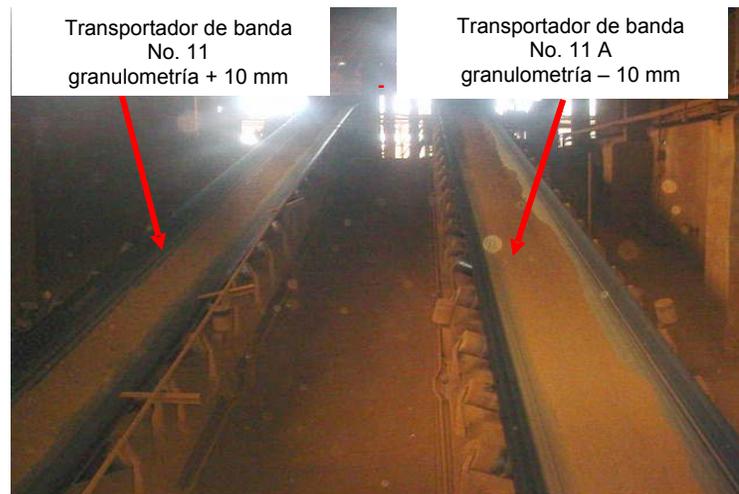


Figura No. 7: Detalles de la situación de las correas a la descarga de los secaderos

El producto grueso se alimenta una a criba vibratoria donde se despoja de fino arrastrado por la ineficiencia del sistema y el rechazo pasa a una tolva, desde la que se traslada a otro lugar de la empresa para otros destinos fuera del proceso con el empleo de un camión de tiro de mineral. El fino se alimenta al molino No 4; en los casos en que el molino esté en mantenimiento o averiado este se transfiere al Molino No. 3 mediante la correa 13 - 5.

Los molinos, mediante este esquema, son alimentados con la fracción menor de 10 mm, lo que facilita los resultados de la molienda, al desaparecer los fragmentos grandes de más de 100 mm, que como es lógico dificultan esta operación, el producto fino que es arrastrado por el aire aparece con más facilidad, lo que incrementa la productividad del molino y disminuye el consumo de potencia. En la Figura No. 8 se ilustra uno de estos Molino de Bolas con barrido por aire, existen 4 unidades instaladas en la planta, cada una lleva una carga de bolas de 54 t y su consumo de potencia oscila entre 580 a 600 kW/h.



Figura No. 8. Representación del molino de bola con barrido por aire

Con esto se logra impedir que pasen al proceso tecnológico más de 250 t/d de material estéril que representan más de 90 000 t/año, las que antes se trituraban y continuaban siendo nocivas en la mena en todo el proceso que representa alrededor de 3500 t de consumo de petróleo. El beneficio permite incrementar la concentración de los elementos útiles y la elevación de la ley del mineral y obtener la producción con menor costo de las operaciones y un ahorro considerable de petróleo debido a la reducción del volumen de mineral a procesar por hornos y la no utilización de aditivo a esa cantidad de mineral que se rechaza.

En la Figura No. 9 se observa un camión donde se descarga la tolva del producto rechazado el que se retira de la planta hacia el depósito de este producto destinado a otros fines.



Figura No. 9. Camión donde se descarga la tolva de rechazo

El depósito de producto rechazado, fracción +10 mm, se observa en la figura No. 10.

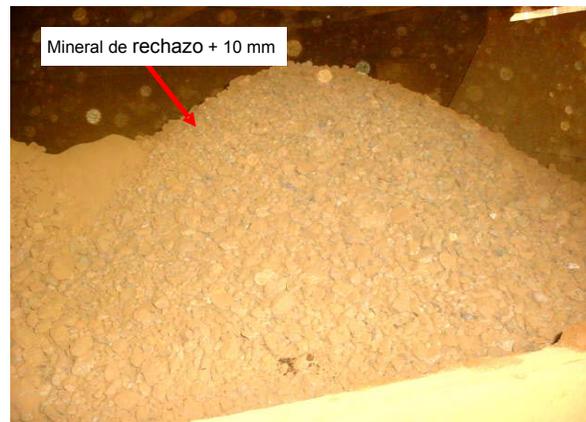


Figura No. 10: Depósito del material de rechazo

Conclusiones parciales

Se demostró que las fracciones + 10 mm poseen elevados contenidos de componentes nocivos (SiO_2 y MgO) para el resto de la tecnología. Lo que determina además bajo porcentajes de los elementos de interés (Ni y Co).



CAPÍTULO 3

EVALUACIÓN DE LA INTRODUCCIÓN DEL BENEFICIO EN LA PLANTA DE PREPARACIÓN DE MINERAL Y EN LA PLANTA DE HORNOS DE REDUCCIÓN

Para la evaluación del impacto de la introducción del proceso de beneficio en la las plantas de Molienda y en Hornos de Reducción, se aplica el método comparativo para períodos de operación antes y después de la implementación del proceso de beneficio. Los parámetros tomados fueron los siguientes:

3.1 Planta de Preparación de Mineral

- rechazo %
Está dado por la relación del material de rechazo, trozo de material con tamaño superior a los 10 mm, que se extrae del sistema y el material de entrada a la planta de Preparación de Mineral
- Productividad de los molinos t/h
Es la capacidad másica de procesamiento de una unidad de molienda por unidad de tiempo
- Molinos efectivos u
Es la relación de la sumatoria del tiempo real trabajado por cada uno de los molinos y un día de operación, en horas, o sea, 24 horas
- Eficiencia de los molinos %
Es la magnitud que representa el tiempo real trabajado durante el día por los molinos
- Consumo de energía kWh
Sumatoria del consumo energético en las unidades de molienda en operación

3.2 Planta de Hornos de Reducción

- Productividad t/h
Es la capacidad másica total de mineral procesado de la planta de Hornos de Reducción en una hora



- Productividad por hornos t/h
Es la relación de la productividad de la planta de Hornos y los hornos efectivos que operan durante un día de operación
- Eficiencia operativa %
Es la magnitud que representa el tiempo real trabajado durante el día por los hornos en operación
- Níquel extractable %
Contenido de níquel en el mineral reducido en calidad de ser lixiviado en medio carbonato amoniacal
- Cobalto extractable %
Contenido de cobalto en el mineral reducido en calidad de ser lixiviado en medio carbonato amoniacal
- Petróleo aditivo %
Contenido de petróleo aditivo en el mineral a procesar por hornos
- HR - 1 níquel %
Contenido de níquel en el mineral a procesar por hornos
- HR - 1 cobalto %
Contenido de cobalto en el mineral a procesar por hornos
- HR - 1 hierro %
Contenido de hierro en el mineral a procesar por hornos
- HR - 1 sílice %
Contenido de sílice en el mineral a procesar por hornos
- HR - 1 óxido de magnesio %
Contenido de óxido de magnesio en el mineral a procesar por hornos
- HR - 2 agua %
Contenido de agua en el mineral a procesar por hornos
- HR - 1 + 100 %
Tamaño de partículas en el mineral a procesar por hornos superior a los 100 mesh
- HR - 1 + 200 %



Tamaño de partículas en el mineral a procesar por hornos superior a los 200 mesh

- HR - 1 -200 %

Tamaño de partículas en el mineral a procesar por hornos, menor a los 200 mesh

- Índice total de consumo de petróleo kg/t

Relación del consumo de petróleo por cada tonelada de mineral procesado en hornos

- Número de mineral

Es la relación entre los componentes útiles y nocivos presentes en el mineral de alimentación, esta herramienta se utilizó en Nicaro para establecer las características de mayor ó menor reductibilidad del mineral, o sea, mayores valores de números de mineral dan mayor posibilidad del incremento del extractable y responde a la formula siguiente:

$$Na = \frac{\beta_{Ni} \cdot \beta_{Fe}}{\beta_{SiO_2} \cdot \beta_{MgO}} \quad (1)$$

donde:

Na número de mineral

β_{Ni} contenido de níquel en %

β_{Fe} contenido de hierro en %

β_{SiO_2} contenido de sílice en %

β_{MgO} contenido de magnesio en %

3.3 Diseño de la investigación y resultados obtenidos.

Los datos tomados para este análisis son valores medios por mes y trimestre, para el período de operación anterior al proceso de beneficio se tomaron los valores a partir del año 2004 hasta el primer trimestre del año 2006 y para el período posterior al beneficio los datos corresponden a partir del segundo trimestre del 2006 hasta el segundo trimestre del año 2008.



En la Tabla No. 5, se relacionan los parámetros de operación en ambas plantas antes del establecimiento de la operación de beneficio. En el primer trimestre del año 2004 hasta primer trimestre del año 2006, la producción de los molinos oscila desde 67,97 % en el cuarto trimestre del año 2005 hasta 81,923 % en el primer trimestre del 2005, prácticamente en este período se operó con más de 3 molinos efectivos excepto en el segundo y cuarto trimestre del año 2004. El consumo de energía llegó a alcanzar 14736 kWh en el cuarto trimestre del año 2005 y conjuntamente con esto la productividad de los Hornos en t/h por cada horno superó las 18 t/h lo que redundó en una productividad de la planta que superó las 415 t/h.

Los valores de níquel en la muestra HR-1 fueron relativamente altos, superiores a 1,25 %, con una ley de cobalto en correspondencia, lo que evidenciaba buena calidad en la mena alimentada, aun cuando a partir del primer trimestre del año 2005 el hierro alimentado fue de un 37 %, los nocivos (sílice y óxido de magnesio), muestran valores también altos de 13 % y 7 % respectivamente. Sin embargo, los resultados del extractable oscilaron desde 79,08 % los más bajos hasta 82,07 % no se reportaron resultados inferiores a 79 %. El petróleo aditivo fue bajo, con valores que oscilaron desde 2,008 % hasta 2,46 % lo que cumple lo estipulado para esta tecnología de 2,5 %, es significativo el hecho que en este período la fineza del mineral alimentado estuvo en norma y por encima del 85 % de la fracción -200 mesh, lo que influyó en los resultados del extractable cuando las características del material no eran totalmente limoníticas. El consumo de petróleo de los hornos (cámaras y petróleo aditivo), su valor más alto es de 85,16 kg/t en el tercer trimestre del año 2005, en el resto del tiempo los valores fueron menores hasta 77,53 kg/t y los resultados del extractable fueron significativos siempre superior a 79 %.



Tabla 5: Parámetros de operación antes del establecimiento de la operación del proceso de beneficio.

	2004				2005				2006	Promedio
	I	II	III	IV	I	II	III	IV	I	
Planta de Preparación de Minerales										
Productividad de los molinos, t/h	75,323	81,647	76,770	81,467	81,923	75,437	74,640	67,970	81,453	77,403
Molinos efectivos, u	3,237	2,920	3,153	2,954	2,967	3,193	3,690	3,867	3,787	3,308
Eficiencia de los molinos, %	80,953	73,810	78,667	73,921	74,140	79,793	92,187	96,720	94,682	82,764
Consumo de energía, kWh	10458,000	10393,000	11949,000	12380,000	12222,000	13878,000	12853,000	14736,000	13723,000	12510,222
Planta de Hornos de Reducción										
Productividad, t/h	423,341	415,084	420,561	413,244	419,109	415,244	411,341	427,416	415,574	417,879
Productividad por horno, t/h	18,827	18,803	19,127	18,620	18,419	18,601	18,126	18,648	18,538	18,634
Eficiencia operativa, %	93,333	95,860	94,677	96,567	96,196	95,512	94,668	95,592	93,899	95,145
Ni extractable, %	82,309	82,510	82,777	81,605	79,706	80,402	80,160	79,699	79,081	80,917
Co extractable, %	59,510	62,133	59,685	57,950	60,128	61,183	57,556	57,894	52,932	58,774
Petróleo aditivo, %	2,243	2,234	2,050	2,008	2,029	2,304	2,277	2,392	2,463	2,222
HR-1 Ni, %	1,283	1,252	1,282	1,273	1,271	1,288	1,309	1,305	1,259	1,280
HR-1 Co, %	0,114	0,113	0,115	0,103	0,105	0,105	0,106	0,100	0,091	0,106
HR-1 Fe, %	40,133	39,185	40,248	39,087	37,078	37,138	37,765	36,894	36,396	38,214
HR-1 SiO ₂ , %	9,312	10,115	9,366	10,471	12,453	13,196	12,889	13,019	13,240	11,562
HR-1 MgO, %	4,999	5,360	4,906	5,342	6,357	7,156	6,876	7,170	7,086	6,139
HR-2 H ₂ O, %	3,284	3,248	3,244	3,327	3,316	3,267	3,196	3,202	3,326	3,268
HR-1 +100	6,414	7,195	7,586	7,570	7,666	7,635	7,672	7,464	7,673	7,430
HR-1 +200	6,973	6,243	6,601	6,312	6,577	7,216	7,172	7,137	7,172	6,823
HR-1 -200	86,613	86,754	85,751	86,039	85,757	85,104	84,586	85,311	85,058	85,664
Índice total de petróleo, kg/t	78,330	78,590	77,530	78,980	81,570	83,120	85,160	84,120	82,800	81,133
Número de mineral	1,107	0,905	1,123	0,890	0,595	0,507	0,558	0,516	0,489	0,743

En la Figura No. 11 se observa una estabilidad de la fracción - 200 mesh en HR - 1 en todo el período anterior al proceso de beneficio, sin embargo la caída de la productividad está en correspondencia con el incremento del consumo de energía producto a que el mayor consumo está dado por la carga de bolas y disminuye cuando la carga de mineral aumenta, (Laborde, 2001)

Se evidencia la necesidad de garantizar una estabilidad en la alimentación de los molinos.

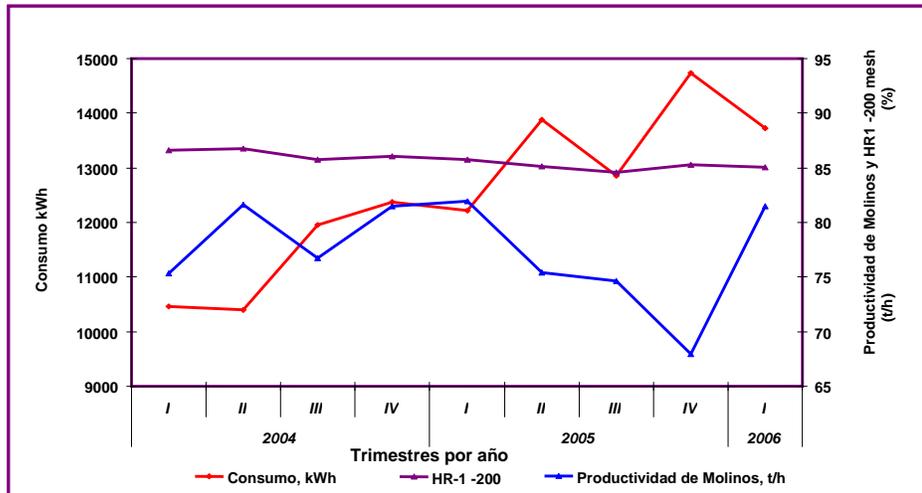


Figura No. 11: Consumo de energía vs productividad de los molinos y la HR 1 antes del beneficio

En la Figura No. 12 se relaciona la dependencia del Ni extractable del Na y la eficiencia operativa, se puede observar una buena estabilidad de la eficiencia operativa en el período antes del beneficio, que no influyó en los resultados del extractable, al igual que el número de mineral que tampoco produjo un efecto significativo salvo en el tercer trimestre del 2004, donde para un incremento del número de mineral, le correspondió una ligera variación del extractable

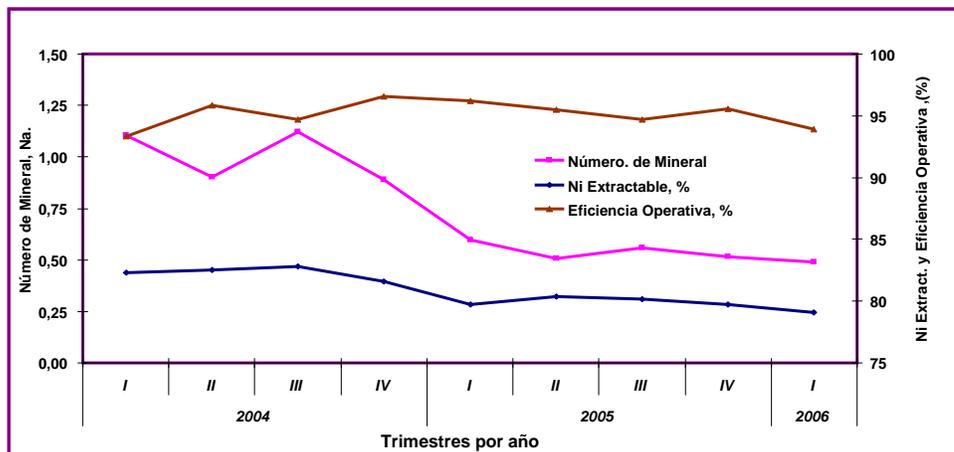


Figura No. 12: Número de mineral vs Ni extractable y eficiencia operativa en hornos antes del beneficio



En la Tabla No. 6 se muestran los resultados de la operación después del establecimiento del beneficio. La necesidad de la separación de rocas está debidamente fundamentada en el hecho de que el material alimentado a partir del segundo trimestre del año 2006, se caracterizó por un incremento significativo del material estéril dentro del material alimentado al comenzar la explotación de nuevos frentes, que por sus características se diferenciaban significativamente del yacimiento de Punta Gorda, que fue el yacimiento que fundamentalmente dio origen al diseño de la ECECG, el rechazo fue de 2,5 % en el segundo trimestre del año 2006 y alcanzó valores significativos en el tercer trimestre del 2007 donde se rechazó un 6,708 % del material alimentado.

La productividad de los molinos fue de 77 t/h en este mismo trimestre y reportó sus valores más bajos en el cuarto trimestre, donde fue de 72,22 t/h. En todo el período se trabajó con los 4 molinos en operación, el consumo de energía, kWh, fue significativamente más bajo que en el período anterior con valores de hasta 10589 kWh en el segundo trimestre del 2008. La productividad de los Hornos de Reducción, en t/h por cada horno, fue superior a las 18 t al igual que en el período anterior, pero el extractable de la planta fue inferior con valores que están alrededor del 80 %, se reportaron valores considerables de rechazo de la materia estéril, la sílice y el óxido de magnesio reportaron valores inferiores a los del período anterior pero en el orden del 2 %, y se garantizó una fineza de un 85 % de la clase – 200 Mesh; la clase + 100 Mesh fue similar en los 2 períodos estudiados, el petróleo aditivo reportó un valor medio ligeramente superior al período anterior pero el índice total en la planta de Hornos de Reducción fue inferior. El incremento de la productividad de los molinos definitivamente dependió de la separación de rocas, debido a que se eliminó gran parte de la materia estéril formada fundamentalmente por serpentina dura, cuarzo, roca ultrabásica de alta dureza, que por lo general son de difícil molibilidad y generan un alto % de recirculación al molino.



Tabla 6: Parámetros de operación después del establecimiento del proceso de beneficio.

	2006			2007				2008		Promedio
	II	III	IV	I	II	III	IV	I	II	
Planta de Preparación de Minerales										
% rechazo	2,508	3,044	3,694	4,303	5,571	6,708	3,262	3,846	3,624	4,062
Productividad de los molinos, t/h	81,534	82,118	83,485	78,229	81,390	77,097	72,221	78,362	81,501	79,549
Molinos efectivos, u	3,647	3,624	3,824	3,769	3,713	3,838	3,822	3,744	3,683	3,740
Eficiencia de los molinos, %	91,165	90,588	95,610	94,231	92,836	95,956	95,542	93,596	92,073	93,511
Consumo de energía, kWh	12000,000	12414,000	11474,000	12644,000	12234,000	12886,000	12456,000	10617,000	10589,000	11923,778
Planta de Hornos de Reducción										
Productividad, t/h	411,733	412,606	418,017	413,433	412,037	415,689	417,762	411,696	408,432	413,489
Productividad por horno, t/h	18,864	18,547	18,522	18,743	18,464	18,462	18,558	18,627	18,516	18,589
Eficiencia operativa, %	95,967	96,573	97,337	95,600	95,647	96,760	96,417	95,933	94,053	96,032
Ni extractable, %	81,710	80,938	79,760	80,322	79,906	83,062	80,644	80,906	82,700	81,105
Co extractable, %	54,210	55,268	53,182	51,221	49,482	50,572	49,703	51,265	50,555	51,717
Petróleo aditivo, %	2,153	2,190	2,344	2,437	2,312	2,109	2,341	2,311	2,425	2,291
HR-1 Ni, %	1,255	1,227	1,214	1,217	1,229	1,207	1,171	1,184	1,207	1,212
HR-1 Co, %	0,119	0,100	0,087	0,094	0,094	0,110	0,101	0,102	0,106	0,101
HR-1 Fe, %	39,816	38,139	37,639	39,532	38,885	42,550	40,861	41,238	41,642	40,034
HR-1 SiO ₂ , %	8,575	9,455	10,341	9,583	11,507	8,623	9,426	8,378	6,946	9,204
HR-1 MgO, %	4,471	5,187	5,406	5,371	5,865	3,484	3,631	3,062	2,517	4,333
HR-2 H ₂ O, %	3,092	3,063	2,790	2,861	2,974	2,916	2,896	2,828	2,825	2,916
HR-1 +100	7,618	7,701	7,693	7,563	7,486	7,321	7,324	7,486	7,300	7,499
HR-1 +200	7,103	7,340	7,173	7,302	7,309	7,020	6,996	7,201	6,881	7,147
HR-1 -200	85,087	84,938	85,130	85,102	85,140	93,741	85,331	85,111	85,823	86,156
Índice total de petróleo, kg/t	81,650	81,150	81,170	82,390	82,400	80,900	80,170	79,390	79,150	80,930
Número de mineral	1,303	0,954	0,817	0,935	0,708	1,710	1,397	1,904	2,876	1,400

En la Figura No. 13 se observa una buena estabilidad de la clase - 200 mesh con valores que oscilaron entre 84 y 85 % con 93 % en el segundo trimestre del 2007. Se evidenció la dependencia del incremento de la productividad de los molinos con la disminución del consumo de energía.

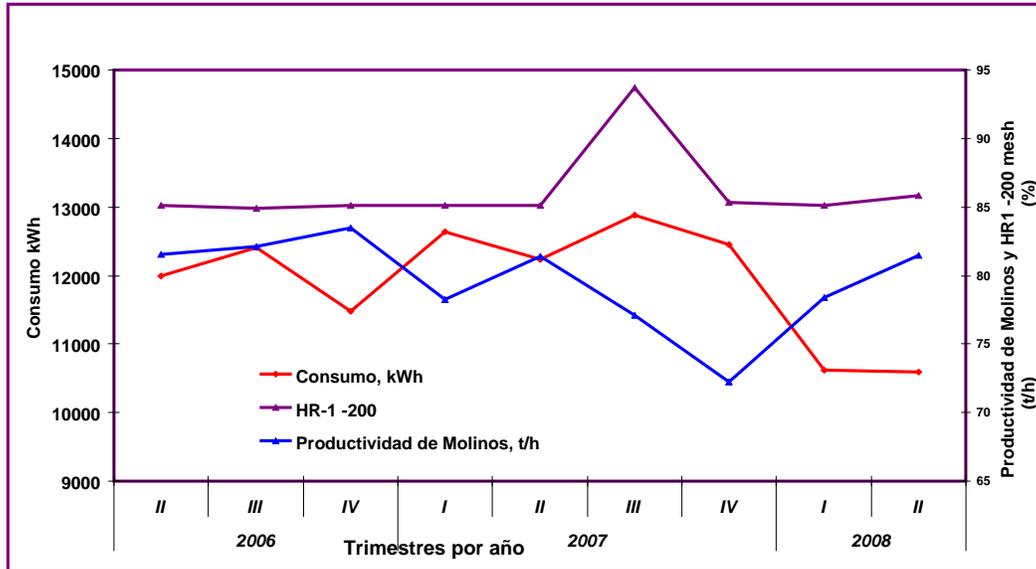


Figura No. 13: Consumo de energía vs productividad de los molinos y la HR 1 después del beneficio

En la Figura No. 14, para los hornos la eficiencia operativa tuvo un comportamiento muy estable en el período analizado que no influyó significativamente en los resultados del extractable, se observa una dependencia significativa del número de mineral y este último depende del beneficio al disminuir los contenidos de sílice y óxido de magnesio que son componentes nocivos que influyen negativamente en los resultados del extractable.

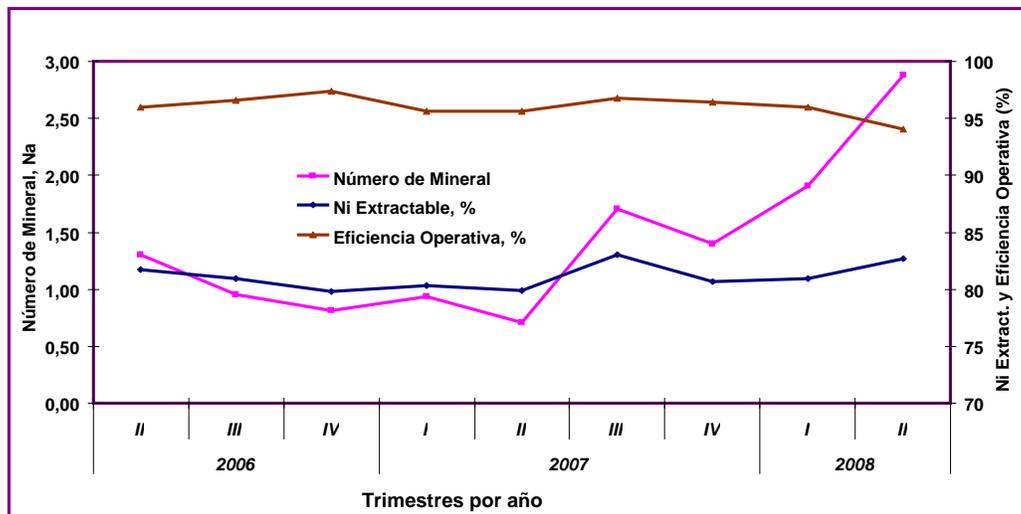


Figura No. 14: Número de mineral vs Ni extractable y eficiencia operativa en hornos después del beneficio



3.4 Estadística Descriptiva y Coeficientes de Regresión.

Al evaluar la Estadística Descriptiva como una herramienta para el procesamiento de los resultados correspondientes al período anterior a la introducción del proceso de beneficio y posterior a su introducción, que se muestra en las tablas 7 y 8, se puede observar que:

- Anterior a la modificación se lograba una productividad en los molinos de 77,403 t/h con una desviación estándar de 4,698; posterior se alcanza una productividad de 79,549 t/h, con una desviación estándar de 3,466. El incremento de la productividad representa un 2,77 % después de la introducción de la innovación
- Los molinos efectivos anterior a la modificación equivalía a 3,308 unidades con una desviación estándar de 0,375; posteriormente se alcanza 3,74 unidades con una desviación estándar de 0,08. El incremento representa un 13,05 % del que se lograba sin la modificación
- La eficiencia operativa de los molinos estaba en 82,764 % con una desviación estándar de 9,268; con la introducción de la innovación tecnológica se logra 93,511 % y una desviación estándar de 1,988 y la diferencia equivale a 10,747 % superior después de la innovación tecnológica
- El consumo de energía anterior a la modificación equivalía a 12510,2 kWh, posterior se alcanza 11923,8 kWh que representa una disminución de 4,687 %.

En los Hornos de Reducción la introducción del beneficio se comporta de la siguiente forma:

- En la muestra HR - 1 anterior a la modificación el contenido de sílice era un 11,562 %, la desviación estándar de 1,708; posterior se logra 9,204 % con una desviación estándar de 1,293. Al comparar estos resultados se observa una diferencia de un 2,36 % de la sílice contenido



Tabla No. 7: Estadística descriptiva antes del establecimiento de la operación de beneficio del mineral

	Productividad de molinos, t/h	Molinos efectivos, u	Eficiencia molinos, %	Consumo de energía, kWh	Productividad, t/h	Productividad por horno, t/h	Eficiencia operativa, %	Ni extraíble, %	Co extraíble, %	Petróleo aditivo, %	HR-1 Ni, %	HR-1 Co, %	HR-1 Fe, %	HR-1 SiO ₂ , %	HR-1 MgO, %	HR-2 H ₂ O, %	HR-1 +100	HR-1 +200	HR-1 -200	Índice total de petróleo, kg/t	Número de mineral
Media	77,403	3,308	82,764	12510,2	417,879	18,634	95,145	80,917	58,774	2,222	1,280	0,106	38,214	11,562	6,139	3,268	7,430	6,823	85,664	81,133	0,743
Error típico	1,566	0,125	3,089	493,3	1,723	0,093	0,359	0,465	0,893	0,054	0,006	0,003	0,489	0,569	0,326	0,017	0,137	0,130	0,242	0,943	0,088
Mediana	76,770	3,193	79,793	12380,0	415,574	18,620	95,512	80,402	59,510	2,243	1,282	0,105	37,765	12,453	6,357	3,267	7,586	6,973	85,751	81,570	0,595
Desviación estándar	4,698	0,375	9,268	1480,0	5,169	0,279	1,076	1,395	2,678	0,162	0,019	0,008	1,467	1,708	0,978	0,050	0,410	0,391	0,726	2,828	0,263
Varianza de la muestra	22,071	0,140	85,903	2190309,4	26,724	0,078	1,157	1,946	7,170	0,026	0,000	0,000	2,153	2,917	0,956	0,002	0,168	0,153	0,527	8,000	0,069
Curstosis	0,539	-1,515	-1,506	-0,8	-0,205	1,159	-0,786	-1,847	2,378	-1,220	-0,645	0,335	-1,730	-2,115	-2,204	-1,341	5,651	-1,712	-0,861	-1,811	-1,705
Coefficiente de asimetría	-0,891	0,592	0,625	-0,1	0,721	-0,081	-0,459	0,188	-1,231	-0,101	0,138	-0,571	0,303	-0,359	-0,160	-0,190	-2,340	-0,463	0,216	0,066	0,523
Rango	13,953	0,947	22,910	4343,0	16,075	1,001	3,233	3,696	9,202	0,455	0,058	0,024	3,852	3,928	2,264	0,130	1,259	0,972	2,168	7,630	0,634
Mínimo	67,970	2,920	73,810	10393,0	411,341	18,126	93,333	79,081	52,932	2,008	1,252	0,091	36,396	9,312	4,906	3,196	6,414	6,243	84,586	77,530	0,489
Máximo	81,923	3,867	96,720	14736,0	427,416	19,127	96,567	82,777	62,133	2,463	1,309	0,115	40,248	13,240	7,170	3,327	7,673	7,216	86,754	85,160	1,123
Suma	696,630	29,768	744,873	112592,0	3760,913	167,708	856,304	728,249	528,970	20,000	11,523	0,950	343,924	104,060	55,252	29,409	66,874	61,404	770,972	730,200	6,688
Cuenta	9,0	9,0	9,0	9,0	9,0	9,0	9,0	9,0	9,0	9,0	9,0	9,0	9,0	9,0	9,0	9,0	9,0	9,0	9,0	9,0	9,0

Tabla No. 8: Estadística descriptiva después del establecimiento de la operación de beneficio del mineral

	% rechazo	Productividad de molinos, t/h	Molinos efectivos, u	Eficiencia molinos, %	Consumo de energía, kWh	Productividad, t/h	Productividad por horno, t/h	Eficiencia operativa, %	Ni extraíble, %	Co extraíble, %	Petróleo aditivo, %	HR-1 Ni, %	HR-1 Co, %	HR-1 Fe, %	HR-1 SiO ₂ , %	HR-1 MgO, %	HR-2 H ₂ O, %	HR-1 +100	HR-1 +200	HR-1 -200	Índice total de petróleo, kg/t	Número de mineral
Media	4,062	79,549	3,740	93,511	11923,8	413,489	18,589	96,032	81,105	51,717	2,291	1,212	0,101	40,034	9,204	4,333	2,916	7,499	7,147	86,156	80,930	1,400
Error típico	0,438	1,155	0,027	0,663	282,9	1,043	0,045	0,310	0,389	0,678	0,039	0,008	0,003	0,553	0,431	0,399	0,036	0,053	0,053	0,952	0,391	0,229
Mediana	3,694	81,390	3,744	93,596	12234,0	412,606	18,547	95,967	80,906	51,221	2,312	1,214	0,101	39,816	9,426	4,471	2,896	7,486	7,173	85,130	81,150	1,303
Desviación estándar	1,313	3,466	0,080	1,988	848,7	3,130	0,135	0,931	1,166	2,035	0,116	0,025	0,009	1,658	1,293	1,197	0,107	0,158	0,159	2,856	1,174	0,687
Varianza de la muestra	1,725	12,012	0,006	3,951	720227,2	9,795	0,018	0,867	1,360	4,142	0,013	0,001	0,000	2,750	1,671	1,432	0,011	0,025	0,025	8,155	1,379	0,471
Curstosis	0,968	1,460	-1,480	-1,479	-0,7	-0,507	0,978	2,078	-0,657	-0,711	-1,086	0,424	0,211	-1,137	0,855	-1,594	-0,821	-1,623	-1,044	8,796	-0,984	1,751
Coefficiente de asimetría	1,170	-1,207	-0,174	-0,175	-0,8	0,195	1,287	-1,007	0,711	0,777	-0,407	-0,130	0,397	0,008	0,093	-0,227	0,679	-0,060	-0,365	2,956	-0,302	1,315
Rango	4,200	11,264	0,215	5,368	2297,0	9,584	0,402	3,283	3,302	5,787	0,328	0,084	0,031	4,912	4,561	3,348	0,302	0,401	0,459	8,803	3,250	2,168
Mínimo	2,508	72,221	3,624	90,588	10589,0	408,432	18,462	94,053	79,760	49,482	2,109	1,171	0,087	37,639	6,946	2,517	2,790	7,300	6,881	84,938	79,150	0,708
Máximo	6,708	83,485	3,838	95,956	12886,0	418,017	18,864	97,337	83,062	55,268	2,437	1,255	0,119	42,550	11,507	5,865	3,092	7,701	7,340	93,741	82,400	2,876
Suma	36,559	715,938	33,664	841,596	107314,0	3721,404	167,303	864,287	729,948	465,457	20,622	10,911	0,913	360,302	82,835	38,995	26,244	67,492	64,324	775,404	728,370	12,604
Cuenta	9,0	9,0	9,0	9,0	9,0	9,0	9,0	9,0	9,0	9,0	9,0	9,0	9,0	9,0	9,0	9,0	9,0	9,0	9,0	9,0	9,0	9,0



en la muestra y produce un incremento del número de mineral lo que favorece el níquel extractable.

- El óxido de magnesio se mantenía en 6,139 %, una desviación estándar de 0,978; después de la innovación tecnológica se logra un 4,333 % y una desviación estándar 1,197. Al comparar ambos resultados se observa una diferencia de un 1,806 %, que representa el 29,418 % del óxido de magnesio que entraba al proceso se extrae mediante el beneficio del mineral, estima similares características con el mineral alimentado anteriormente, pero se conoce no fue así después del beneficio, debido a que, en este período con la incorporación de nuevos frentes y de un agotamiento superior de los fondos, los contenidos nocivos debían ser considerablemente superiores, y en consecuencia se afectaría el % de níquel extractable
- El número de mineral antes de la modificación refleja valores de 0,743 con una desviación estándar de 0,263, mientras que para la operación después de la introducción del proceso de beneficio se logran valores de 1,400 con una desviación estándar de 0,687 que representa una relación de 1,88 de incremento, condiciones favorables para lograr mejores resultados en el proceso de reducción
- Los indicadores de la planta de Hornos se deterioran dadas a otras causas ajenas a la modificación, las que serán objeto de análisis posteriormente.

En las Tablas No. 9 y 10 se muestran los coeficientes de correlación para las diferentes variables evaluadas en ambas etapas de operación. Se asume como una fuerte dependencia los coeficientes de correlación por encima de 0,7. En la tabla No. 9, se refleja una correlación fuerte positiva en:

- El % de petróleo aditivo con la productividad y la eficiencia operativa de los molinos
- El contenido de sílice y el óxido de magnesio con el consumo de energía en los molinos
- El níquel extractable con el contenido de hierro en la muestra HR - 1, la clase - 200 mesh y el número de mineral



- Sílice y óxido de magnesio con el consumo total de petróleo en la planta de hornos
- El número de mineral con la productividad de hornos, el níquel extractable, y el contenido del hierro en la muestra HR – 1.

En la Tabla No. 10, que refiere período posterior a la modificación, se observa correlación fuerte positiva en:

- Los molinos efectivos y la eficiencia de los molinos en la productividad de hornos
- El contenido de hierro en la muestra HR - 1 con el níquel extractable.
- La malla + 100 y + 200 con el contenido de óxido de magnesio en la muestra HR – 1
- El número de mineral con el níquel extractable y el hierro en la muestra HR – 1.

Al comparar ambos resultados se destaca mayor dependencia de las variables antes de la eliminación de las rocas que entraban al proceso que después de implementado el beneficio, por lo que se deduce que estos resultados dependen netamente del régimen de operación que se establezca en la planta de Hornos, tal y como se refleja en la Tabla No. 10.



Tabla No. 9: Coeficientes de Regresión antes del establecimiento del beneficio del mineral

	Productividad de los molinos, t/h	Molinos efectivos, u	Eficiencia de los molinos, %	Consumo de energía, kWh	Productividad, t/h	Productividad por horno, t/h	Eficiencia operativa, %	Ni extractable, %	Co extractable, %	% de petróleo aditivo	HR-1 Ni, %	HR-1 Co, %	HR-1 Fe, %	HR-1 Ca, %	HR-1 SiO ₂ , %	HR-1 MgO, %	HR-2 H ₂ O, %	HR-1 +200	HR-1 -200	Índice total de petróleo, kg/t	Número de mineral	
Productividad de los molinos, t/h	1,000																					
Molinos efectivos, u	-0,607	1,000																				
Eficiencia de los molinos, %	-0,603	1,000																				
Consumo de energía, kWh	-0,466	0,676	0,668	1,000																		
Productividad, t/h	-0,588	0,228	0,225	0,099	1,000																	
Productividad por horno, t/h	-0,007	-0,366	-0,365	-0,385	0,473	1,000																
Eficiencia operativa, %	0,222	-0,468	-0,464	0,141	-0,206	-0,145	1,000															
Ni extractable, %	0,137	-0,628	-0,624	-0,782	0,041	0,727	-0,053	1,000														
Co extractable, %	-0,018	-0,711	-0,706	-0,492	0,083	0,329	0,401	0,580	1,000													
% de petróleo aditivo	-0,422	0,792	0,802	0,476	0,129	-0,237	-0,486	-0,508	-0,464	1,000												
HR-1 Ni, %	-0,854	0,529	0,517	0,476	0,245	-0,331	-0,124	-0,235	-0,036	0,171	1,000											
HR-1 Co, %	-0,040	-0,601	-0,601	-0,744	0,128	0,533	-0,059	0,863	0,792	-0,522	0,021	1,000										
HR-1 Fe, %	0,103	-0,547	-0,547	-0,788	0,085	0,668	-0,174	0,966	0,446	-0,547	-0,138	0,836	1,000									
HR-1 SiO ₂ , %	-0,223	0,602	0,600	0,829	-0,155	-0,735	0,135	-0,947	-0,415	0,557	0,320	-0,772	-0,972	1,000								
HR-1 MgO, %	-0,336	0,675	0,674	0,847	-0,080	-0,677	0,058	-0,917	-0,407	0,659	0,374	-0,746	-0,950	0,988	1,000							
HR-2 H ₂ O, %	0,751	-0,418	-0,424	-0,166	-0,206	0,059	0,077	-0,082	-0,245	-0,288	-0,682	-0,304	-0,049	-0,100	-0,191	1,000						
HR-1 +100	0,145	0,174	0,167	0,647	-0,424	-0,397	0,486	-0,538	-0,278	-0,060	0,080	-0,505	-0,586	0,616	0,542	-0,007	1,000					
HR-1 +200	-0,619	0,805	0,797	0,639	0,172	-0,386	-0,559	-0,611	-0,447	0,750	0,609	-0,429	-0,548	0,650	0,724	-0,305	0,063	1,000				
HR-1 -200	0,348	-0,692	-0,680	-0,819	0,243	0,620	0,089	0,742	0,519	-0,416	-0,572	0,584	0,697	-0,818	-0,814	0,285	-0,700	-0,723	1,000			
Índice total de petróleo, kg/t	-0,432	0,724	0,722	0,779	-0,122	-0,798	0,017	-0,869	-0,396	0,601	0,560	-0,647	-0,858	0,941	0,953	-0,354	0,492	0,740	-0,854	1,000		
Número de mineral	0,173	-0,561	-0,561	-0,797	0,179	0,745	-0,199	0,940	0,387	-0,553	-0,254	0,782	0,980	-0,994	-0,978	0,079	-0,609	-0,583	0,762	-0,925	1,000	

Tabla No. 10 Coeficientes de Regresión después del establecimiento del beneficio del mineral

	% rechazo	Productividad de los molinos, t/h	Molinos efectivos, u	Eficiencia de los molinos, %	Consumo de energía, kWh	Productividad, t/h	Productividad por horno, t/h	Eficiencia operativa, %	Ni extractable, %	Co extractable, %	% de petróleo aditivo	HR-1 Ni, %	HR-1 Co, %	HR-1 Fe, %	HR-1 Ca, %	HR-1 SiO ₂ , %	HR-1 MgO, %	HR-2 H ₂ O, %	HR-1 +100	HR-1 +200	HR-1 -200	Índice total de petróleo, kg/t	Número de mineral	
% rechazo	1,000																							
Productividad de los molinos, t/h	-0,162	1,000																						
Molinos efectivos, u	0,501	-0,542	1,000																					
Eficiencia de los molinos, %	0,501	-0,542	1,000																					
Consumo de energía, kWh	0,356	-0,342	0,222	0,222	1,000																			
Productividad, t/h	0,145	-0,403	0,770	0,770	0,489	1,000																		
Productividad por horno, t/h	-0,565	0,024	-0,343	-0,343	0,013	-0,204	1,000																	
Eficiencia operativa, %	0,091	-0,081	0,450	0,450	0,462	0,839	-0,110	1,000																
Ni extractable, %	0,214	-0,117	-0,107	-0,106	-0,076	-0,363	-0,053	-0,342	1,000															
Co extractable, %	-0,577	0,571	-0,533	-0,533	0,014	-0,040	0,419	0,362	-0,056	1,000														
% de petróleo aditivo	-0,180	-0,050	0,155	0,155	-0,413	-0,127	-0,039	-0,495	-0,412	-0,423	1,000													
HR-1 Ni, %	-0,103	0,723	-0,607	-0,608	0,205	-0,351	0,401	-0,044	0,019	0,569	-0,375	1,000												
HR-1 Co, %	-0,137	-0,156	-0,353	-0,353	0,008	-0,374	0,409	-0,251	0,786	0,151	-0,586	0,239	1,000											
HR-1 Fe, %	0,363	-0,581	0,268	0,268	-0,128	-0,200	-0,096	-0,375	0,779	-0,553	-0,117	-0,463	0,598	1,000										
HR-1 SiO ₂ , %	0,245	0,111	0,197	0,197	0,479	0,471	-0,207	0,501	-0,803	-0,054	0,018	0,185	-0,658	-0,688	1,000									
HR-1 MgO, %	0,037	0,402	-0,097	-0,097	0,500	0,273	0,087	0,409	-0,729	0,312	-0,013	0,545	-0,554	-0,861	0,869	1,000								
HR-2 H ₂ O, %	-0,202	0,162	-0,647	-0,648	0,479	-0,207	0,337	0,110	0,108	0,494	-0,683	0,655	0,512	-0,227	0,154	0,330	1,000							
HR-1 +100	-0,427	0,631	-0,364	-0,364	0,075	0,100	0,382	0,451	-0,570	0,814	-0,141	0,575	-0,321	-0,869	0,438	0,725	0,330	1,000						
HR-1 +200	0,020	0,326	-0,251	-0,251	0,299	0,026	0,141	0,322	-0,689	0,351	-0,034	0,354	-0,511	-0,705	0,689	0,803	0,298	0,736	1,000					
HR-1 -200	0,753	-0,274	0,465	0,465	0,381	0,232	-0,379	0,230	0,671	-0,255	-0,545	-0,105	0,351	0,615	-0,221	-0,324	-0,039	-0,487	-0,371	1,000				
Índice total de petróleo, kg/t	0,225	0,237	-0,051	-0,051	0,692	0,199	0,247	0,291	-0,463	0,170	-0,153	0,642	-0,259	-0,577	0,737	0,895	0,445	0,514	0,662	-0,064	1,000			
Número de mineral	-0,037	-0,144	-0,081	-0,081	-0,610	-0,508	-0,111	-0,640	0,758	-0,286	0,152	-0,355	0,501	0,774	-0,903	-0,935	-0,345	-0,681	-0,784	0,241	-0,839	1,000		



En el segundo período es significativa la disminución del tiempo perdido en la planta de Hornos, reflejado en la eficiencia operativa que se muestra en la Tabla No. 8. Sin embargo, en la Tabla No. 11, (Reportes Tiempo Perdido Contabilidad, 2005 a 2008) se observa que se incrementa el tiempo perdido por mantenimiento que puede ser consecuencia de una mayor atención a los hornos o por incremento de las averías que permite que las restantes causas disminuyan como resultado de la revisión que se realiza por líneas en los mantenimientos, por una mejor operación de los enfriadores y de una mejor atención a la operación de los hornos que disminuyeron los disparos del eje central.

Tabla No. 11: Tiempo perdido en los hornos antes y después de la operación del proceso de beneficio

Causas	Tiempo perdido antes del proceso de beneficio		Tiempo perdido después del proceso de beneficio	
	h	%	h	%
Enfriador	2641,330	19,311	1765,520	14,236
Transportadores	2447,980	17,897	1382,480	11,147
Brazos partidos	773,572	5,656	428,020	3,451
Disparo del eje central	4302,708	31,457	2764,380	22,290
Problema eléctrico	255,506	1,868	212,810	1,716
Romanas	600,112	4,387	262,270	2,115
Cambio de dientes	132,459	0,968	42,250	0,341
Ventilador de tiro	15,100	0,110	75,400	0,608
Limpieza de garganta	2,234	0,016	6,350	0,051
Mantenimiento	2506,940	18,328	5462,340	44,045
Total	13677,940	100,000	12401,820	100,000

En la Tabla No. 12 se refleja la relación de los Yacimientos que participaron en ambos periodos, (Reynosa-Hernández. C, 2004 a 2008)

Después de la implantación del proceso de beneficio se observa que al proceso se alimenta un material de mayor variabilidad como resultado de la participación de más frentes de minería; en la medida que avanza el tiempo de explotación de la industria se agotan los yacimientos cercanos, el material que se alimenta es distante y de contenido de los metales valiosos más bajos.



Como es lógico, este agotamiento en el material incide en la alimentación de los hornos y como resultado de esta variabilidad y del agotamiento en el material de alimentación se afecta el extractable, valores bajos de contenido de hierro de 31,05 % hasta 46,84 %. Si a esto se le suma las frecuentes averías de las excavadoras, la planificación se ve afectada por la salida de los frentes de las excavadoras averiadas y como consecuencia se afecta la calidad del material alimentado a los hornos, ya que no se cuenta con ningún punto de homogenización efectiva del material en todo el sistema.

Tabla No. 12: Relación de los yacimientos que participaron en el periodo antes y después del beneficio

		Sin beneficio del mineral			Con beneficio del mineral			
		2004	2005	Ponderado	2006	2007	2008	Ponderado
		Punta Gorda						
Mineral minado	Min. alimen. t	4085054	4393047		4091335	3896570	3569632	
	Ni (%)	1,312	1,318	1,315	1,308	1,245	1,23	1,263
	Fe (%)	42,04	40,13	41,050	40,44	41,76	42,24	41,441
	Co (%)	0,107	0,107	0,107	0,110	0,109	0,115	0,111
Mineral enviado al preceso (SM2)	Min. alimen. t	4156880	4351076		4106365	3924387	3544758	
	Ni (%)	1,308	1,281	1,299	1,249	1,194	1,218	1,221
	Fe (%)	40,71	37,98	39,452	38,37	39,34	40,91	39,477
	Co (%)	0,109	0,102	0,106	0,097	0,093	0,096	0,095
Mineral minado		Punta Gorda			Punta Gorda			
	Min. alimen. t		3268728		1829142	996259	1209573	
	Ni (%)		1,296	1,296	1,293	0,948	1,188	1,176
	Fe (%)		40,35	40,35	40,43	31,05	40,23	38,054
	Co (%)		0,103	0,103	0,111	0,084	0,11	0,104
Mineral minado		Yagrumaje Norte			Yagrumaje Norte			
	Min. alimen. t		1124319		2262193	1834876	977171	
	Ni (%)		1,384	1,384	1,32	1,261	1,022	1,241
	Fe (%)		39,5	39,5	40,44	39,47	36,44	39,319
	Co (%)		0,117	0,117	0,111	0,101	0,105	0,106
Mineral minado					Yagrumaje Oeste			
	Min. alimen. t				1065435	1382888		
	Ni (%)				1,226	1,302	1,269	
	Fe (%)				46,84	44,44	45,484	
	Co (%)				0,123	0,118	0,120	

Como resultado de la separación de las rocas, se ha logrado una explotación más racional de los recursos, ya que, con la minería de fondo se incorporan más rocas al sistema, y el beneficio posibilita la separación de un volumen significativo de material estéril, valores máximo de 6,708 % del material de rechazo, y la alimentación de un mineral de mejores características en cuanto a contenido de los metales valiosos.



En la Tabla No. 13 se muestra la disponibilidad de cámaras durante los años 2006 hasta el 2008, se logran valores superiores al 85 %. (Balance metalúrgico 2004 a 2008)

Tabla No. 13: Disponibilidad de cámaras

Meses	Años, en %			
	2006	2007	2008	
Enero	85,70	90,43	87,83	
Febrero	85,20	90,87	87,83	
Marzo	85,22	88,26	87,91	
Abril	86,80	92,08	87,50	
Mayo	87,39	90,00	86,25	
Junio	88,70	88,70	86,52	
Julio	87,39	88,75		
Agosto	85,65	89,13		
Septiembre	85,22	89,57		
Octubre	93,04	88,70		
Noviembre	88,70	87,92		
Diciembre	87,50	87,63		
Promedio	87,21	89,34		87,31

3.5 Discusión de los resultados.

Resulta evidente la influencia positiva del beneficio en los resultados del proceso de molienda, tanto en el incremento de la productividad, y la eficiencia operativa, como en la disminución del consumo de energía.

Al evaluar los resultados de la reducción, después del beneficio del mineral no reflejan de manera tangible el impacto de la modificación, si se considera que prácticamente todos los factores que influyen en la reducción mejoran en el periodo después del beneficio:

- Se reduce el contenido de nocivos en el material alimentado
- Se reduce el tiempo perdido de 13677,9 horas a 12401,8 horas, y como consecuencia aumenta ligeramente la eficiencia operativa de la planta, desde un valor medio de 95,145 % hasta 96,032 % después del beneficio
- Se incrementa la disponibilidad de cámaras de combustión a más de 85 % de disponibilidad
- La fineza se mantuvo en el orden del 85 % de la fracción – 200 mesh



- El perfil de temperaturas y la concentración de gases fue superior en el segundo periodo por tener una disponibilidad de cámaras superior a 85 % y un flujo superior de petróleo en cámaras/horno.

Todos los resultados del período después del beneficio evidencian la posibilidad de buenos resultados del extractable, porque todos los factores que influyen en la reducción son favorables en el periodo después del beneficio, sin embargo, los resultados son similares a los obtenidos antes de la modificación, esto se debe a la variabilidad del mineral alimentado al entrar más frentes en explotación, con características diferentes donde para la planificación se tenía en cuenta una composición que contuviera contenidos de hierro y níquel que garantizaran buenos resultados tecnológicos, pero al salir de operación alguna de las escavadoras que frecuentemente se averían por su estado técnico, se rompe la planificación, y al no poseer ningún punto de homogenización.

El mineral laterítico caracterizado por su mayor contenido de hierro está formado por una serie de óxido de hierro como son Hematina, Goetita, Magnetita, Limonita y Cromita. En estos minerales se encuentra presente el níquel y su reducción es bastante sencilla, una excelente reducción se puede lograr a 480 °C aproximadamente. Además con estos minerales se alcanza una alta fineza, lo cual ayuda positivamente al proceso al proporcionar una mayor superficie activa o de contacto del mineral con la fase gaseosa. Sin embargo, el mineral serpentínico está formado principalmente por silicatos hidratados, como la gentita, por lo que se requiere de otras condiciones en cuanto al calentamiento y operación del horno.

El proceso de reducción está encaminado a lograr una selectividad tal que permita máximas extracciones de níquel y mínima de hierro por lo que la fracción magnética es la que más favorece la lixiviación amoniaca.

3.6 Valoración del efecto económico obtenido con la introducción del proceso de beneficio en molienda y en el ahorro de fuel oil para la planta de horno.

El cálculo económico se realiza con la base de los resultados obtenidos en la evaluación para la operación sin el beneficio del mineral, y para la operación



después de implementado este proceso. Se toman las informaciones económicas controladas en la Dirección de Economía y utilizadas en los balances económicos y financieros de la empresa, (Balance Económico Contabilidad y Finanzas 2004 a 2008).

En la Tabla No. 14 se muestran los resultados de los cálculos realizados:

Tabla No. 14: Valoración del efecto económico con la introducción del proceso de beneficio de molienda y en la reducción del mineral.

Período	Consumo de energía, kWh	Tiempo, h	Consumo de energía, kW	Precio, CUC/kW	Importe, CUC
Energía eléctrica antes del beneficio	12510,2	8760,0	109589527,2	0,070	7692038,1
Energía eléctrica después del beneficio	11923,8	8760,0	104452312,8	0,085	8854305,7
Desviación	-586,4	0,0	-5137214,4	0,015	1162267,7
Período	Índice de consumo, Kg/t	Mineral procesado, t	Petróleo consumido, Kg	Precio, CUC/Kg	Importe, CUC
Petróleo antes del beneficio	81,14	7417494,00	601832940,00	0,212	127424551,60
Petróleo después del beneficio	80,92	7377845,00	597044725,00	0,333	198689389,65
Desviación	-0,21	-39649,00	-4788215,00	0,121	71264838,06

El importe de la energía eléctrica y el petróleo consumido después del beneficio, es superior al importe de estos mismos elementos antes del beneficio, dado a que la energía eléctrica se incrementa en \$ 0,015 CUC/kW y el petróleo es \$ 0,121 CUC/kg, superior después del beneficio.

Para evaluar el efecto económico por ahorro de energía en molienda y por el ahorro de petróleo para la planta de horno que se lograría con la introducción del proceso de beneficio, se realiza un ejercicio y se estimó que:

- Después del beneficio se logra el consumo de energía, en kWh, y el Índice total de consumo, kg/t, que se obtiene sin el beneficio del material
- El tiempo de operación de molienda así como el mineral procesado por hornos sería el que se obtiene después del beneficio
- El precio de la energía consumida, CUC/kW, y el precio del petróleo, CUC/kg, sería el existente después del beneficio.

El importe de esta energía consumida después del beneficio sería \$ 435475,9 CUC superior al que se obtiene con el beneficio, o sea:

$$I_{ee} = Ch_{orario_{anterior}} \cdot th_{orario_{posterior}} \cdot P_{ee_{posterior}} - I_{ee_{posterior}} \quad (2)$$

donde:



- I_{ee} : Incremento estimado que se obtendría en la energía eléctrica sin implementar el beneficio kW
- $Chorario_{anterior}$: Consumo de energía real obtenido antes del beneficio kW
- $th_{posterior}$: Tiempo horario después del beneficio h
- $P_{ee_{posterior}}$: Precio de la energía eléctrica después del beneficio CUC
- I_{ee} : Importe de la energía real obtenida después del beneficio CUC

Al realizar similar análisis para el incremento en el precio del petróleo que se obtendría sin implementar el beneficio sería de \$ 522881,86 CUC superior al que se obtiene con el beneficio, o sea:

$$I_{pet} = I_{cons_{anterior}} \cdot M_{proc_{posterior}} \cdot P_{pet_{posterior}} - I_{pet_{posterior}} \quad (3)$$

donde:

- I_{pet} : Incremento estimado que se obtendría en el importe del petróleo sin implementar el beneficio.
- $I_{cons_{anterior}}$: Índice de consumo de petróleo real obtenido antes del beneficio.
- $M_{proc_{posterior}}$: Mineral procesado después del beneficio.
- $P_{pet_{posterior}}$: Precio del petróleo después del beneficio.
- I_{pet} : Importe del petróleo real obtenido después del beneficio.

Cuando se suma el incremento estimado que se tiene en la energía eléctrica sin la implementación del beneficio, y el incremento estimado en el importe del petróleo sin implementar el beneficio se obtiene un incremento total de \$ 958357,78 CUC:

$$I_{ep_{TOTAL}} = I_{ee} + I_{pet} \quad (4)$$

donde:

$I_{ep_{TOTAL}}$: incremento total estimado que se obtendría en el importe de la energía consumida y en el importe del petróleo consumido sin la implementación del beneficio CUC

I_{ee} : incremento estimado que sostendría en la energía eléctrica sin implementar el beneficio CUC

I_{pet} : incremento estimado que sostendría en el importe del petróleo sin



implantar el beneficio CUC

$$Iep_{TOTAL} = \$435475,9 \text{ CUC} + \$522881,86 \text{ CUC} = \$958357,78 \text{ CUC}$$

Tabla No. 15. Cálculo de la ficha de costo de inversión

Gastos en mano de obra	Tarifa horaria	Tiempo trabajado	Importe	
Especialista b sistema gestión de la calidad	3,35	125,00	\$ 418,59	
Gastos de materiales	UM	Cantidad	Precio	Importe
Hojas de papel	U	600,00	0,06	\$ 36,00
Gastos indirectos (carga fabril)	Importe obra	Coeficiente fabril	Importe	
Gastos indirectos del trabajo	418,59	0,58	\$ 243,16	
TOTAL FICHA DE COSTO (Mano de obra+materiales+gastos indirectos)				
Importe total ficha de costo		\$ 697,74		

En la Tabla No. 15 se presenta el cálculo de la ficha de costo de la inversión; en la misma se consideran los gastos por el desarrollo del presente trabajo, (Balance Económico Contabilidad y Finanzas 2004 a 2008).

Si al incremento total estimado que se obtendría en el importe de la energía consumida y en el importe del petróleo consumido sin la implementación del beneficio, se le resta el total de gastos obtenidos en la Ficha de Costo, se obtiene:

$$Eeconbeneficio = Ipet - If \text{ costo} \quad (5)$$

donde:

Eeconbeneficio: Efecto económico obtenido con la implementación del proceso de beneficio.

Iep_{TOTAL}: incremento total estimado que se obtendría en el importe de la energía consumida y en el importe del petróleo consumido sin la implementación del beneficio CUC

If costo incremento total ficha de costo CUC

$$Eeconbeneficio = \$958357,78 \text{ CUC} - \$697,74 \text{ CUC} = \$957660,04 \text{ CUC}$$



Se desprende que, de mantenerse los índices de consumos que se reflejan antes del beneficio para las condiciones y los precios de la energía eléctrica después del beneficio, y el consumo de petróleo antes del beneficio para las condiciones y los precios del petróleo después del beneficio, el efecto económico obtenido con la implementación del proceso sería de \$ 957660,04 CUC.

3.7 Valoración del impacto medio ambiental logrado en molienda con el beneficio del mineral.

La introducción del beneficio tuvo un impacto positivo en el medio ambiente al lograrse una reducción importante en las emisiones a la atmósfera de contaminantes criterios (CO₂, Material particulado, CO, NO_x, SO₂), debido a que por este concepto se deja de procesar material estéril que demandaba la generación de un volumen de gases significativo. (Díaz-Puig. A, 2004 a 2008)

Para la estimación de la reducción de las emisiones, se tomó como base de cálculo la masa de mineral dejada de procesar por rechazo, que incrementa la eficiencia de los mismos y se utilizaron los factores de emisión aceptados internacionalmente para los sistemas de generación por combustión de Fuel Oil No. 6, Bunker C, que son publicados por la EPA de los EE.UU. y tomados de su página Web tal y como se refiere en la Tabla No. 16; (AP 42, Fifth Edition, 2010).

Tabla No.16. Factores de emisión publicados para la combustión tipo Bunker C por la EPA de EEUU

Contaminantes	FE (lb/10³ gal)	FE (kg/10³ L)	FE (kg/kWh)
CO ₂	25000	3000	13,9147
MP	7,14	0,856	0,0040
CO	5	0,600	0,0028
NO _x	47	5,640	0,0262
SO ₂	392,5	47,100	0,2185

* AP 42, Fifth Edition Compilation of Air Pollutant Emission Factors, Volume 1: Stationary Point and Area Sources. Chapter 1 External Combustion Sources. Last updated on Thursday, May 20, 2010. <http://www.epa.gov/ttn/chief/efpac/ap42/index.html>

En la Tabla No. 17 se muestran los Factores de emisión estimados para Hornos de Reducción que permiten desarrollar la estimación de la reducción



en las emisiones en el periodo (segundo trimestre 2006-segundo trimestre 2008) que se muestra en la Tabla No. 18, (Diaz-Puig. A, 2004 a 2008).

Tabla No. 17: Factores de emisión estimados para Hornos de Reducción

Planta	Contaminantes	FE (kg/tn de mineral)	Incertidumbre %
Hornos de Reducción	CO ₂	60,15	Para el FE: 15,10 + 10,0 = 25,10
			Para datos de actividad: 10,0
			Para las emisiones: 35,10
	MP	0,19	Para el FE: 28,18 + 10,0=38,18
			Para datos de actividad: 10,0
			Para las emisiones: 48,18
	CO	14,44	Para el FE: 16,36 + 10,0=26,36
			Para datos de actividad: 10,0
			Para las emisiones: 36,36
	NO _x	0,01	Para el FE: 16,51 + 10,0 = 26,51
			Para datos de actividad: 10,0
			Para las emisiones: 36,51
SO ₂	0,24	Para el FE: 22,76 + 10,0 = 32,76	
		Para datos de actividad: 10,0	
		Para las emisiones: 42,76	

Con la aplicación de la innovación tecnológica en el beneficio del material, se logra una reducción importante en las emisiones a la atmósfera de contaminantes como (CO₂, material particulado, CO, NO_x, y SO₂), como se muestra en la tabla No.18

Tabla No. 18: Estimación de la reducción en las emisiones en el período (II trimestre 2006-II trimestre 2008)

Rechazo promedio en el período	%	4,0621
Mineral rechazado en el período	t	345399,3526
Reducción en las emisiones de CO ₂	kg/día	25274,6607
Reducción en las emisiones de MP*		79,8368
Reducción en las emisiones de CO		6067,5993
Reducción en las emisiones de NO _x		4,2019
Reducción en las emisiones de SO ₂		100,8465

*MP: Material particulado



En la tabla No.19 se muestra la cantidad de material de desecho que se deposita en la presa de cola después de procesado, en los períodos antes y después de implementado el proceso de beneficio.

En el período anterior se alimenta al dique 6257781 t de material con una ley de níquel de 0,303 %, mientras que el período posterior fue superior con 6474700 t, pero con una ley de 0,278 %.

Como puede verse en la tabla, a pesar de haberse procesado más material debido a que la ley de entrada al proceso fue inferior en el segundo período, la cantidad de níquel enviada a la presa de cola fue inferior, debido al incremento de eficiencia que provocó el beneficio del material.

Tabla No.19. Cantidad de material de desecho a presa de cola.

Antes del Beneficio	Trimestres	mineral al dique (t)	Ni enviado a presa de cola, %
Año 2004	I	686322	0.286
	II	691040	
	III	694379	
	IV	687373	
Año 2005	I	677739	0.334
	II	691178	
	III	703597	
	IV	728165	
Año 2006	I	697989	0.29
Suma		6257781	
Promedio			0.303
Total de Ni enviado a Cola, t		18981.94	

Después del Beneficio	Trimestres	mineral al dique (t)	Ni enviado a presa de cola, %
Año 2006	II	704236	0.29
	III	712718	
	IV	743660	
Año 2007	I	727701	0.269
	II	725097	
	III	729680	
	IV	725572	
Año 2008	I	709368	0.276
	II	696668	
Suma		6474700	
Promedio			0.278
Total de Ni enviado a Cola, t		18021.2481	
Diferencia (t)		960.69	



Conclusiones parciales.

1. Es evidente la influencia de la separación de rocas para obtener buenos índices en el proceso de molienda, lo que es muy importante para la reducción del mineral como para la lixiviación.
2. Los resultados del extractable no demuestran gran influencia por la separación de rocas, por la incidencia de yacimientos de peores características en la etapa posterior a la separación.
3. Sin la separación de rocas se puede aseverar que los resultados actuales serían peores con estos yacimientos en explotación.



Conclusiones

1. La introducción del beneficio de la mena ha tenido un efecto positivo en los resultados de los procesos de molienda y hornos de reducción, desde el punto de vista técnico, lo que se manifiesta en:
 - Incremento en la productividad de los molinos de 77,403 t/h a 79,549 t/h
 - Incremento de los molinos efectivos desde 3,308 unidades hasta 3,74 unidades
 - Incremento de la eficiencia operativa de los molinos desde un 82,764 % a un 93,511 %
 - Disminución del consumo de energía de los molinos desde 12510,2 kWh a 11923,8 kWh
 - Disminución del contenido de la sílice en la muestra HR - 1 desde 11,562 % a 9,204 % y en el contenido de óxido de magnesio desde 6,139 % a 4,333 %
 - Incremento del número de mineral desde 0,743 a 1,400.
2. En el esquema de Preparación de Mineral, aplicada en la ECECG desde el punto de vista económico, se logra un ahorro entre la energía eléctrica y el petróleo de \$ 957660,04 CUC en el periodo evaluado después del beneficio comprendido desde segundo trimestre del año 2006 al segundo trimestre del año 2008.
3. Con la aplicación de la innovación tecnológica en el beneficio del mineral, se logra una reducción importante en las emisiones a la atmósfera de contaminantes como (CO₂, material particulado, CO, NO_x, y SO₂).



Recomendaciones.

1. Por el impacto positivo logrado en el proceso de molienda y las condiciones favorables para incrementar la eficiencia del proceso de reducción se recomienda evaluar la factibilidad de generalizar el proceso de beneficio del mineral implementado a la ECRRL de Nicaro.



Bibliografía

AGYEI, G., ROJAS, A. L. P., HERNÁNDEZ, A. F., 2005. Caracterización mineralógica de la mena niquelífera en un perfil laterítico del yacimiento Punta Gorda, Holguín, Cuba. I Congreso de Minería (Minería '2005). II Simposio Geología, Exploración y Explotación.

ALMAGUER A., V. ZAMARSKY, 1993. Estudio de la distribución del Fe, Ni y Co en los tamaños de granos que componen el perfil de las cortezas de intemperismo de las rocas ultrabásicas hasta su desarrollo laterítico y su relación con la mineralógica. Revista

ALMAGUER, A., 1995. Cortezas de intemperismo: algunas características de sus partículas finas. Revista Minería y Geología (Cuba), No. 1/95:9-19. AP 42, Fifth Edition Compilation of Air Pollutant Emission Factors, Volume 1: Stationary Point and Area Sources. Chapter 1 External Combustion Sources. Last updated on Thursday, May 20, 2010. <http://www.epa.gov/ttn/chief/efpac/ap42/index.html>.

ALMAGUER, A. F., 1996a. Petrología y Corteza de intemperismo del yacimiento "Vega Grande", Nicaro, Cuba. Revista Minería y Geología. Vol. XIII No1:9-12.

ALMAGUER, A. F., 1996b. Composición de las pulpas limonititas de la planta "Pedro Sotto Alba". Parte II. Periodo de crisis de sedimentación. Revista Minería y Geología. Vol. XIII. No.1:27-30.

Balance Económicos. Contabilidad y Finanzas. 2004 a 2008. Empresa "Comandante Ernesto Che Guevara", Moa, 1986.

Balance Metalúrgico. Contabilidad Metalúrgica. 2004 a 2008. Empresa "Comandante Ernesto Che Guevara", Moa, 1986.

BRUGUERA, N. A., RODRÍGUEZ, J. G., COTO, O. P., CAPOTE, N. F., BASSAS, P. R. N., 1999. Estudio de la lixiviación de la serpentina niquelífera con ácidos orgánicos. Minería y Geología, Vol. XVI, No 3: 27-31.



- CAPOTE, N. F ROJAS, A. L. P., BASSAS, P. R. N., 1993. Determinación de la distribución de níquel en las microbases del material laterítico. Revista Minería y Geología. Vol1. No 1: 37-39.
- COELLO VELÁZQUEZ, A. L., BEYRIS, P., HERNÁNDEZ, A. F., RAMÍREZ, B., 1998. Distribución fraccional de los valores metálicos en el escombros laterítico. Revista Minería y Geología (Cuba), XV (1): 37-42.
- CORDEIRO, C., CORDEIRO, A., PONCE, N. S., COLLAZO, J, 1987a. Determinación experimental de la distribución de las fases del mineral laterítico cubano. Geología y Minería. Vol. 5 No2:57-64.
- DA SILVA, E. F., OLIVEIRA, S.M.B DE.,PATINHA, C., FONSECA, E. C.,2001. Ectracion quimica selectiva secuencial no estudo da distribuição do cobalto, cromo, zinco e níquel em amostras da yacida de Punta Gorda, Cuba. Geochim. Brasil14 (1): 041-050.
- DIAZ PUIG, A, 2004 a 2008. "Estudio Medio Ambiental en la Empresa "Comandante Ernesto Che Guevara". Moa
- FALCÓN, J., HERNÁNDEZ, A., 1993. Preparación y beneficio de minerales lateríticos en el proceso ácido a presión". Revista. Minería y Geologia. Vol. II, No.2: 51-58.
- FALCÓN, J. H., HERNÁNDEZ, A. F., COELLO, A. L. V., 1997b. Preparación mecánica de los minerales lateríticos. Revista Tecnológica. Vol. 1. No 1: 9-17.
- FORMELL, F. 1979 Clasificación morfogenética de las cortezas de intemperismo sobre las rocas ultrabásicas de Cuba. Ciencias de la Tierra y del Espacio 1: 33-49.
- FORMEL, F., ORO, J., 1980. Sobre los procesos de redeposición en el yacimiento Punta Gorda. Ciencias de la Tierra y del Espacio 2: 53- 66.



- HERNANDEZ, A., 1997. Determinación de esquemas racionales para la preparación y beneficio integral de minerales lateríticos. Tesis doctoral, ISMM, Moa, Cuba: 94 p.
- HERNÁNDEZ A., J. FALCÓN, R. TRUJILLO, M. TOIRAC, 2000. Análisis teórico del beneficio de la laterita. Revista Minería y Geología (Cuba), XVII (3-4): 73-78.
- HERNÁNDEZ FLORES, A., R A. TRUJILLO, M. M TOIRAC. 2010 "Separación y concentración de fases minerales en la mena laterítica. Rev. Minería y Geología Vol-25, No. 4.
- HERRERO ARTILES, J, E; HERNÁNDEZ FLORES, A. 2006: "Beneficio del mineral en la Planta de Preparación de Mineral de la Empresa "Comandante Ernesto Che Guevara". XVI FORUM de Ciencia y Técnica Empresa "Comandante Ernesto Che Guevara". Moa.
- KUDASELEK, V., ZAMAZRY., I., MAXOVA,1967. La mineralogía de las cortezas de intemperismo de las rocas ultramáficas de la costa norte de la provincia de Oriente, Nicaro, Moa. Revista de Geologia1: 50-76.
- LABORDE B., REYNALDO; A. COELLO Y S. MARRERO. 2001. "Optimización del proceso de molienda del mineral laterítico en la Empresa Comandante Ernesto Che Guevara". (Memorias SIE). Universidad Central de Las Villas, 2001.
- LAVAUT, W., 1998. Tendencias geológicas del intemperismo de las rocas ultramáficas en Cuba Oriental. Minería y Geología 15: 9-16.
- LEYVA, E. R., RODRÍGUEZ, J. E. G., JESÚS, ORTIZ, J. B., 1995. Contribución al estudio estructural de los minerales componentes de las colas de Nicaro. Minería y Geología. Vol. XII No.2:9-15.
- Manual de Operaciones. Planta Preparación de Mineral. Empresa "Comandante Ernesto Che Guevara", Moa, 1986.



- MUÑOZ, J. N. G GÓMEZ, OROZCO, G. M., , ARTURO ROJAS, A. L. P., CRUZ, I. O., 2005 .Mineralogía de las menas lateríticas del yacimiento Punta Gorda: implicaciones técnica - operativas durante la explotación. Primera Convención Cubana de Ciencias de la Tierra,
- OLIVEIRA, S. M. B., C. S., DE MOYA PARTITI, J. ENZWEILER, 2001. Ocherous laterite: a nickel ore from Punta Gorda, Cuba. Journal of South American Earth Sciences, 14: 307-317.
- OUSTROUMOV, M. M., ROJAS, A. L .P. SANCHEZ, C. D., 1985. Estudio de la composición mineralógica de las lateritas de Moa por el método de difracción de rayos-x. Minería y Geología1 (85):23-31.
- OSTROUMOV, M. N., J. BLANCO, 1987. Caracterización mineralógica de las lateritas del sector Atlantic de la mina Moa. Revista Minería y Geología (Cuba). 5(1No.): 3-20.
- PEÑA, I., RUBIO, S., 1990. Beneficio de los escombros lateríticos. [Instituto Superior Minero Metalúrgico] (Trabajo de Diploma), Moa, Cuba: 35 p.
- PONCE, N., D. CARRILLO, 1984. Mineralogía y composición sustancial de las menas ferro níquelífera del yacimiento Delta, Moa. Serie Geológica No.3:3-16.
- QUINTANA PUCHOL, R, 1985. Estudio de la pulpa cruda del mineral laterítico del yacimiento Moa. Análisis físico mineralógico. Minería y Geología Buscar Volumen y número: 94-104.
- RAMÍREZ, M., 2002. Estudio de beneficiabilidad de los escombros lateríticos de la región Moa". [Instituto Superior Minero Metalúrgico] (Tesis de Maestría), Moa, Cuba: 54 p.
- Reporte de Tiempo Perdidos. Contabilidad Metalúrgica. 2005 a 2008. Empresa "Comandante Ernesto Che Guevara".
- REYNOZA HERNANDEZ, C. 2004 a 2008. Reportes Frentes Minería en la Empresa "Comandante Ernesto Che Guevara"



- ROJAS PURRÓN, A. L., CARBALLO, A. P., 1993a. Valoración mineralógica económica del material de rechazo de la planta de preparación de pulpa del yacimiento Moa. *Minería y Geología*. Vol. 2 No 2:69-73.
- ROJAS PURRÓN, A. L., FERNÁNDEZ, M., LAPIN, A., 1993b. Valoración mineralógica del material alimentado al proceso de la empresa "Ernesto Che Guevara". *Minería y Geología*. Vol. 2 No 2:55-59.
- ROJAS, A. L., 1995. Principales fases minerales portadores de níquel en los horizontes lateríticos. [Instituto Superior Minero Metalúrgico] (Tesis Doctoral), Moa, Cuba: 75 p.
- ROJAS PURÓN, A. L., OROZCO, G. M Y VERA, O. S, 2005. Caracterización mineralógica y geoquímica de las fases minerales de Mn portadoras de Co en perfiles lateríticos del yacimiento Punta Gorda. *Geociencias?2005*. (Memorias en CD-ROM), La Habana, 5-8 de Abril
- VÁZQUEZ, D., 1992. Obtención de concentrados de cromo a partir de las cortezas de Intemperismo de Pinares de Mayari. [Instituto Superior Minero Metalúrgico] (Trabajo de Diploma), Moa, Cuba: 30 p.
- VERA, A, Y., 1979. Introducción a los yacimientos de níquel cubanos. La Habana, Editorial Orbe: 213 p.
- VERSHININ, S.A., BRAVO, F., RODRÍGUEZ., 1984. Vías para la utilización óptima de las lateritas niquelíferas. *Minería y Geología* 1: 107-138.