

M-96

CICT

Memoria Descriptiva.

Agradecimientos.

Resumen.

Capítulo I.- Aspectos Generales.

1.1.1.- Introducción.

1.1.2.- Características de los yacimientos.

1.1.3.- Breve descripción del proceso tecnológico.

Capítulo II.- Preparación del mineral.

2.1.- Sección de almacenamiento y homogenización.

2.2.- Sección de secado.

2.3.- Sección de clasificación (cribado) y molienda.

2.4.- Breve análisis de las secciones de esta planta y recomendaciones.

Capítulo III.- Fundamentos teóricos del proceso.Capítulo IV.- Desarrollo y resultados del trabajo.

4.1.- Análisis de la influencia de la alimentación en el trabajo del molino.

4.2.- Consideración sobre el trabajo del molino, - con sistema de dirección automático (SDA).

Capítulo V.- Conclusiones.Capítulo VI.- Recomendaciones.

Bibliografías.

Esquemas.

A G R A D E C I M I E N T O

Ante todo queremos agradecer a nuestra Revolución - Socialista y a todos aquellos que con su esfuerzo tenaz, sacrificio y dedicación han hecho posible que nosotros, los jóvenes de hoy, hayamos llegado a alcanzar este nivel, para que de una forma u otra podamos ser más útiles a nuestra Patria.

Nuestro agradecimiento también para el Ingeniero Nicolás Molina y Osbaldo Suárez, por su ayuda prestada-- y por su interés para que el mismo tenga la mayor calidad posible.

R E S U M E N

El objetivo de este trabajo de Diploma como su nombre lo indica es realizar un estudio comparativo del funcionamiento de los sistemas de control automático de las unidades de molienda de la planta de secadero y molino.

El presente trabajo de Diploma consta de seis capítulos dados en la memoria descriptiva.

El capítulo fundamental es el número cuatro denominado desarrollo y resultados del trabajo, con cuyos resultados no se observa una diferencia significativa en la efectividad del trabajo de las unidades de molienda de planta nueva y planta vieja.

El capítulo número uno lo constituyen los aspectos generales; en los que se citan la introducción, características de los yacimientos de Martí y Pinares de Mayarí, breve descripción del proceso tecnológico.

En el capítulo dos se hace referencia a la preparación del mineral.

En el capítulo tres se hace alusión a los fundamentos teóricos del proceso de molienda.

Los dos últimos capítulos son los que corresponden a las conclusiones y recomendaciones.

Capítulo I: Aspectos Generales.

1.1.1.- Introducción.

Es conocido por todos que la producción de Niquel actualmente está recibiendo un impulso acelerado, de manera que en la actual década se convierta en un renglón de mucha mayor importancia, esto representa grandes inversiones que se realizan tanto en la rehabilitación de las dos plantas existentes, para aumentar la capacidad de producción de ambas, así como la construcción de nuevas instalaciones ya convenidas con la U.R.S.S. y el C.A.M.E.

Por ello se hace necesario que la fábrica "René - Ramos Latour" de Nicaro trabaje en óptimas condiciones. Analizando las dificultades que han existido a través del tiempo y que influyen en el proceso de una forma negativa, este trabajo va encaminado a realizar un estudio comparativo del funcionamiento de los sistemas del control automático de las unidades de molienda de la planta de secadero y molino, para analizar cual es más efectivo y el por qué de ello, siendo esto un factor importante que influye en la productividad y calidad del producto final. Además debemos significar que esta planta constituye uno de los eslabones fundamentales dentro de la fábrica en general, sin obviar que todas son importantes.

Teniendo en cuenta el grado de desarrollo de nuestro país y la escasés de recursos fundamentalmente el petróleo y otros, es lógico que se trate de explotar al máximo las riquezas existentes, tales como las grandes reservas niquelíferas, que nos sitúan entre los --

primeros países poseedores de este valioso metal, tanpreciado en la industria moderna.

En vista de lo antes expuesto la importancia de este trabajo radica en que mediante el mismo, se trate - de encontrar, posibles soluciones al respecto.

1.1.2.- Características de los Yacimientos.

1.- Yacimiento Pinares de Mayarí.

a.- Situación Geográfica.

El yacimiento Pinares de Mayarí está situado al Noreste de la Provincia de Holguín, en el Municipio de Mayarí y enclavado en la meseta del mismo nombre en la Sierra de Nipe y limitado al Este por el Río Mayarí; el cual lo separa del yacimiento del grupo de Nicaro.

b.- Clima y Vegetación.

El clima de la región es subtropical. En la misma se abierte dos períodos lluviosos (Mayo - Julio) y (Noviembre - Diciembre) y dos de seca (Enero - Abril) y (Agosto - Octubre).

La Humedad promedio es de 79%, en los períodos de lluvia es de 82 - 85%.

Vegetación: Las pendientes abruptas de las montañas están cubiertas por una densa vegetación tropical compuesta preferentemente por marabú y aromas. Las cimas son en general descubiertas, en las cubiertas lateríticas de peridotitas crece un bosque de pinos no denso.

c.- Comunicación.

El punto más próximo y más interesante poblado es la ciudad de Mayarí situado a 10 Kms al Norte del yacimiento, entre el yacimiento y la ciudad de Mayarí la comunicación se realiza mediante una carretera asfaltada.

Al Norte y Noreste de la ciudad de Mayarí se encuentran las plantas de Feltón y Nicaro que poseen --

puertos marinos, dichas plantas están unidas entre sí por una carretera y un ramal ferroviario de una longitud de 12 Kms.

Se ha construido una vía férrea hasta la planta - Feltón desde el yacimiento, la cual se empleaba en el período de explotación parcial de los minerales de -- Hierro del yacimiento que se elaboraban anteriormente en esta planta, la longitud de la vía es de 20 Kms -- con 4 Kms del tipo funicular (inclinado).

d.- Características Generales del Yacimiento.

El yacimiento tiene forma de talud detrítico, -- alargado en dirección Nordeste en un trayecto de 17 - 17,5 Kms, siendo su anchura de 7,5 - 8 Kms. Los límites del yacimiento son irregulares.

La situación geológica del yacimiento que presenta de por sí el yacimiento de corteza de intemperismo de tipo abierto del perfil laterítico es suficientemente clara. Las lateritas ferruginosas - niquelíferas y las serpentinitas niquelíferas forman un depósito común en forma de capas impermeables que ocupa la parte central de la superficie del macizo de hiperbasitas Mayarí - Nicaro.

El espesor de la cubierta laterítica varía desde 1 - 22,5 m y como promedio es de 2,5 - 3 m, en total en el yacimiento el espesor es uniforme.

El basamento de laterita compuesta por peridotitas serpentinizadas es relativamente plano. Raramente se observan bolsones aislados hasta de 22,5 m.

e.- Descripción Geográfica y la Red Fluvial.

El territorio del yacimiento se encuentra en los-

límites del macizo de la Sierra de Nipe, en la meseta Pinares de Mayarí. La meseta presenta una superficie plana casi llana.

El Río Mayarí que es el más importante de la región corre hacia el Este - Sureste de la meseta. La Parte Suroeste de la meseta de Sagua por el Río Cauto y sus afluentes y la parte Noreste por el Río Nipe y sus afluentes.

f.- Génesis del Yacimiento.

La corteza de intemperismo del yacimiento Pinares de Mayarí empezó a formarse durante el período terciario cuando las rocas carbonatadas del Eoceno Medio -- Superior que suprayacen el macizo transgresivamente, fueron arrastradas por los procesos de erosión y se forma una superficie aplanada de ultrabasitas. Esto está testimoniado tanto por el relieve de la meseta -- como también por la superficie aplanada del suelo de la corteza de intemperismo, cuyas diferencias relativas de elevaciones en grandes áreas varía entre límites no mayores de 15 M. La formación de depresiones -- aisladas, en forma de bolsones, en el suelo serpentínico, está asociada principalmente con la velocidad irregular de la destrucción de las rocas del substrato.

El desarrollo de la corteza de intemperismo en -- condiciones de superficies aplanadas de grandes dimensiones, determinó una de las particularidades del yacimiento, es decir que la mayor parte de las lateritas se formó in situ, o sea sin trasladarse. Esto lo confirma la presencia de indicios de texturas prima--

condiciones hidrogeológicas de la región.

h.- Fuente Abastecedora de Energía y Agua.

La Mina Pinares de Mayarí se abastece de la red --
Eléctrica Nacional.

La misma abastece sus necesidades de agua, del Río Guayabo donde próximamente serán instalados equipos de bombeo que sustituirán los actuales.

i.- Método de Cálculo de Reservas.

Para el cálculo de las reservas se utilizan los --
principios de la estadística matemática.

$$\text{Reservas} = \text{área} \times \text{Pot.} \times \frac{P}{V}; \text{ Tons.}$$

De donde:

P - Peso de la masa minera

V - Volumen de la masa minera.

La potencia media en los cuerpos es de (2,5 - 3)M con una proporción de Ni (1,16 - 1,24)% y Fe (38 - - 42) % .

j.- Breve Descripción de las Categorías de Reserva de los Minerales.

El yacimiento Pinares de Mayarí constituye un depó--
sito grande en forma de capas con estructura compleja y distribución irregular de los componentes útiles.

En la actualidad para determinar las zonas de re--
servas en el yacimiento mencionado se utilizan las si--
guientes redes de acuerdo con la categoría que se de--
see obtener:

Para la categoría C₂ se utilizan redes de (400 x -
400) m.

Para la categoría C₁ se utilizan redes de (120 x -
120) m.

Para la categoría B se utilizan redes de (30 x 30) m.

Es por esto que se hace notorio que tanto en esta mina como en la mina Martí, se extrae la masa minera en la categoría B.

k.- Esquema del proceso Tecnológico en la Explotación.

Desbroce: Consiste en eliminar la capa vegetal -- propia de la zona del yacimiento.

Esto se lleva a cabo en coordinación con la Empresa Forestal la cual se encarga de realizar la tala de los árboles; posteriormente se realiza el destocoamiento y limpieza del área con ayuda de Bulldozers Komatsu Modelo D- 85 A de fabricación Japonesa.

Destape: Consiste en arrancar la capa de los minerales lateríticos ferruginosas y lateríticos níquelíferos, los cuales son considerados fuera de balance por no cumplir los requisitos en cuanto al contenido de Níquel. Este trabajo es realizado por traillas de fabricación cubana modelo Taíno.

En el área a destapar se realizan varias perforaciones hasta llegar al mineral balanceado, estas perforaciones se rellenan con Cal marcando de esta forma la culminación del destape.

l.- Construcción de Caminos.

Después de realizar el escombreo de un área se pasa a construir los distintos caminos, los cuales de acuerdo con su uso pueden ser de diferentes tipos:

- Camino principal
- Camino de acceso
- Camino de excavadora.

1.- Extracción y Carga.

El mineral laterítico posee una fortaleza baja, la cual permite efectuar el arranque mediante las propias excavadoras.

La mina cuenta con cuatro excavadoras de las cuales dos son Soviéticas modelo E - 2503 con una capacidad de $2,5 \text{ m}^3$, una de fabricación Norteamericana modelo Bucyrus Eric cuya capacidad es de 4 m^3 y una última de fabricación Soviética modelo ESH - 4/45 con capacidad de 5 m^3 y locomoción andante, las anteriores se desplazan sobre esteras, todas consumen energía eléctrica.

La excavadora realiza su trabajo desde un talud superior.

La carga es realizada conjunta con la extracción por la propia excavadora que a medida que llena el cubo lo vierte en los camiones, los cuales transportan la masa minera hasta la plataforma de carga.

m.- Transporte.

En esta mina el transporte de mineral se realiza por medio de camiones Belaz modelo 540 - A de fabricación Soviética con una capacidad de 27 Tons, constando ésta con una flotilla de 19 camiones.

La masa minera es transportada desde los distintos frentes por estos vehículos hasta la plataforma de descarga, el material una vez aquí es desplazado por Bulldozers Komatsu hacia los vagones de 34 Tons de capacidad. Estas son trasladadas hasta la plataforma de minas mediante un transporte ferroviario que tiene una longitud aproximada de 20 Kms, con 4 Kms del tipo funicular (planos inclinados).

2.- Yacimiento Nicaro (Martí) .

a.- Situación Geográfica.

El yacimiento Nicaro al cual pertenece la Mina Martí está situada al Noreste de la Provincia Holguín y - en el Municipio Mayarí, en los límites Norte de la Sierra Cristal, entre los Ríos Mayarí por el Oeste y Teneme por el Este. El curso inferior del Río Levisa divide de Sur a Norte a la Mina Martí.

b.- Clima y Vegetación.

El clima de la región del yacimiento como en todo el territorio de Cuba es subtropical. La temperatura promedio anual del aire es de 24° variándose de $15 - - 30^{\circ}$. La humedad del aire alcanza el 85 %. El promedio anual de precipitaciones es de 2700mm que corresponde al promedio mensual de 225mm .

Los Valles de los Ríos están cubiertos de bosques jóvenes de arbustos densos, en algunos lugares está desarrollada una vegetación, representada por pinos, palmas y otros árboles tropicales.

c.- Comunicación.

Las áreas en explotación de la Mina Martí están ligadas con la planta del poblado de Nicaro por un ferrocarril de 16 Kms de largo, que se extiende desde la planta hasta un muelle abismal, reuniéndose también con un ramal ferroviario.

Esta Mina cuenta además con caminos y carreteras - asfaltadas que le sirven de comunicación con la planta procesadora.

d.- Características Generales del Yacimiento.

Este se caracteriza por ser un yacimiento de monta

ña de la banda de rocas ultrabásicas de la antigua Provincia de Oriente, es decir en la zona de elevación mayor fijada en la estructura actual.

Las partes periféricas del territorio ocupan pendientes de las depresiones grandes: La de Cauto - Nipe en el Oeste y la cuenca central en el Sur (Guantánamo); - en el Norte de la región está limitada por las aguas profundas del océano atlántico.

La superficie de esta mina se levanta gradualmente hacia el Sur.

El macizo ultrabásico ocupa una superficie aproximadamente de 750 Kms².

Los minerales útiles en los macizos de la región en descripción son conocidos los minerales de Hierro, Cobalto, Cromita, también materia prima no metálicos.

e.- Descripción Geográfica y la Red Fluvial.

La región del yacimiento se caracteriza por un relieve con disección notable. Al mismo tiempo las cumbres de montañas y partes de los ejes de las lomas tienen formas planas y alineadas. La anchura de las líneas divisorias de agua, en sus partes de ejes es de unos 300 - 500m alcanzando a veces 1000m, en algunos lugares se observan áreas antiguas de alineación con los cuales coinciden los depósitos de mineral de lateritas.

Las sobreelevaciones se dividen por un Valle profundo del Río Levisa. Hacia el Oeste del yacimiento corre el Río Mayarí y en el Este el Río Cabónico.

f.- Génesis del Yacimiento.

El principio de la formación de la corteza de intemperismo níquelífero según la opinión de Vecteer que es-

tudio al parecer se remonta al final del terciario, es decir al tiempo que por la erosión fueron eliminados los espesores sedimentarios del paleogeno; sin duda alguna este desarrollo de la corteza de intemperismo continúa hasta la actualidad. En comparación con la Mina Pinares de Mayarí que fue formada gracias al intemperismo del mismo macizo de serpentinitas, la Mina Martí tiene sus particularidades que están vinculadas con las condiciones originales de la formación de la corteza del intemperismo de esa región. Una de las particularidades del yacimiento Martí es la presencia de una mineralización níquelífera del tipo de las serpentinitas bien desarrollada.

g.- Condiciones Hidrogeológicas.

La región consta con los Ríos Levisa, Mayarí y Carboníco. En la época de seca ellos disminuyen notablemente su caudal y se ponen accesibles a vadearlos, mientras que en la época de lluvia sobre todo en la torrencial se ponen anchos, de rico caudal se desbordan inundando puentes y caminos.

h.- Fuente abastecedora de Energía y Agua.

La Mina Martí se abastece de energía de la red eléctrica Nacional (Renté).

Esta abastece sus necesidades de agua del Río Levisa mediante una instalación de bombeo.

i.- Métodos de Cálculo de Reservas.

El cálculo de las reservas se realiza de igual forma que para el yacimiento Pinares de Mayarí (explicado anteriormente).

Los requisitos mínimos industriales que se le exi-

ge a la mena son:

- Espesor mínimo 1m.
- Contenido mínimo de Níquel 1%.
- El promedio del contenido mínimo de Níquel en el yacimiento de lateritas es 1,1% y 1,2% en serpentinitas .
- Contenido mínimo de Hierro 12% .

Potencia media en los cuerpos (4 - 5)m con una -- proporción de Níquel 1,36% y Hierro 36% .

j.- Breve Descripción de las Categorías de Reservas de los Minerales en la Mina Martí.

Actualmente para determinar las zonas de reservas en la Mina Martí, se utilizan las siguientes redes de acuerdo con la categoría que se desee obtener:

- Para la categoría C₂ se utilizan redes de (400 x 400) m .
- Para la categoría C₁ se utilizan redes de (100 x 100) m .
- Para la categoría B se utilizan redes de (25 x 25)m.

k.- Esquema del Proceso Tecnológico en la Explotación.

- Desbroce.
- Destape.
- Construcción de caminos .

Estas labores se realizan de igual forma que en la mina Pinares de Mayarí (explicado anteriormente).

l.- Extracción y Carga.

Estas se realizan de forma idéntica a la mina Pinares de Mayarí.

La mina consta de 4 excavadoras del tipo P - 95 Richard de fabricación Francesa cuya capacidad es de --

(2,5 - 3)m³ y una de fabricación Norteamericana Bucyrus Eric de 4m³ .

m.- Transporte.

El transporte de mineral se realiza con camiones - Berliet de fabricación francesa modelo T - 30 y capacidad de 30 Tons.

Estos equipos trasladan la masa minera hasta una distancia promedio de 2,99 Kms donde el mineral es almacenado (plataforma intermedia), de aquí el mineral es empujado mediante Bulldozers komatsu modelo D - 85 A de fabricación japonesa a la tolva de la banda transportadora. Esta masa minera se transporta por medio de una banda de 3,4 Kms de longitud descargando el material en una segunda tolva, llenando los vagones que son transportados por una vía férrea de 7 Kms hasta la plataforma de mina.

1.1.3.- Breve Descripción del Proceso Tecnológico.

La fábrica de Nicaro posee la tecnología basada en el proceso lixiviación amoniacal, para que el mineral oxidado de Níquel sea reducido selectivamente, aquí el Níquel metálico pasa a la solución. La solución rica en Níquel (licor preñado), se somete a una destilación, precipitando en forma de carbonato de Níquel, el que, por un proceso de calcinación y sinterización es llevado hasta óxido de Níquel.

La fábrica está dividida en varias plantas fundamentales que son:

- 1.- Planta de secado y molienda.
- 2.- Planta de hornos de reducción.
- 3.- Planta de lixiviación y lavado.
- 4.- Planta de recuperación de amoníaco.
- 5.- Planta de sinterización.

Además existen otras plantas auxiliares que son: Planta de Gas, planta de energía eléctrica y planta de oxígeno.

1.- Planta de Secado y Molienda.

Para tratar de mantener una alimentación lo más -- uniforme posible, el mineral procedente de la mina se descarga en un depósito de mineral. Por medio de cuatro Grúas Gantry se homogeniza el mineral y es alimentado a dos bandas transportadoras que lo llevan a secaderos y molienda respectivamente.

Después de triturado el mineral se alimenta a un -- depósito interior y a los secaderos (hornos rotatorios) directamente.

La función de esta planta es la de preparación del mineral para el proceso de reducción, para lo que primero se seca, moliéndose después a la fineza adecuada (85 - 90% de - 0,074mm)*.

El secado se realiza en flujo concurrente y no a -- contra corriente, porque éstos tienden a aglomerarse -- dentro del horno.

El mineral seco se envía a la sección de molienda, donde se separa en dos fracciones, una limonítica (la cual se procesa en planta nueva) y otras serpentínica (que entra a planta vieja). Con el objeto de recuperar todo el mineral que arrastran los gases procedentes de los hornos, molinos, sinfines, etc, éstos pasan a través de colectores ciclones y de precipitadores -- electrostáticos (Cottrell) recirculando el mineral recuperado.

El mineral con las características adecuadas se -- bombea hasta catorce silos, donde se almacena. El movimiento del mineral hasta los silos y de éstos a la -- planta de hornos, se realiza por medio del transporte-

neumático.

2.- Planta de Hornos de Reducción.

La reducción del mineral mediante el uso de agentes reductores gaseosos es un fenómeno químico que se rige por las leyes que gobiernan las reacciones químicas. Básicamente, el sistema tratado es heterogéneo, - debido a que la materia de la que se compone el sistema se encuentra en diferentes estados de agregación.

En nuestro caso, el mineral constituye una fase sólida y la mezcla de gas reductor constituye la fase gaseosa.

La planta de hornos consta de 21 hornos Herreshoff (hornos de múltiples hogares), doce en planta vieja y nueve en planta nueva, cada horno posee diecisiete hogares. El paso del mineral desde un hogar a otro se realiza por el centro y desde éste al próximo por la periferia y así sucesivamente. El tiempo de retención del mineral es aproximadamente de 90 minutos para obtener el grado de reducción selectivo deseado.

El mineral reducido de los hornos es enfriado hasta 450°F en un enfriador rotatorio instalado en un baño, de donde se descarga a un canal, a la que se alimenta licor amoniacal.

Para evitar una posible oxidación del mineral, se mantiene en el sistema una atmósfera reductora y presión positiva.

Todo el sistema está interconectado con la línea de succión de los gases, los que se envían a un precipitador electrostático, donde se recupera alrededor de un 97% del mineral arrastrado por los gases, Por lo explicado, la reducción debe ser bien controlada.

3.- Planta de Lixiviación y Lavado.

Los propósitos de esta planta son:

- Lixiviar el Níquel y Cobalto del mineral reducido en los hornos.
- Lavar la pulpa con licor fresco para recuperar el Níquel disuelto.
- Mandar a la planta de recuperación de amoníaco, el licor producto rico en Níquel y la pulpa (cola) para recuperar la mayor cantidad de NH_3 y CO_2 .

El mineral reducido procedente de los enfriadores-rotatorios con una temperatura de $350 - 450^\circ\text{F}$ es descargado a un canal en el que se mezcla con licor amoniacal, procedente de los intercambiadores de calor de la planta de lixiviación.

Esta pulpa es descargada a dos tanques de contacto de donde se bombea hasta un distribuidor que alimenta las series de lixiviación y lavado.

La sección de lavado consta de tres series en paralelos (dos en planta vieja y una en la nueva) con el objeto de evitar que el Níquel disuelto durante la etapa de lavado fuese hidrolizado y precipitado como hidróxido como se introduce en la tercera y cuarta etapa de lavado licor amoniacal fuerte. En la última etapa de lavado se introduce licor débil procedente de las torres de absorción de amoníaco.

La pulpa (cola) descargada del último sedimentador es enviada a la planta de recuperación de amoníaco, para proceder a extraerle allí el NH_3 y el CO_2 .

La composición típica del licor producto es 1,2% -

225

de Ni, 0,017% de Co, 6,5% de NH_3 y 3,5% de CO_2 , enviándose alrededor de 1040 galones / minutos hacia recuperación de amoníaco. La composición típica de la cola seca es 0,28 - 0,34% de Ni, 0,08% de Co y 45,3% de Fe, y se obtiene una recuperación total de aproximadamente 80%.

Cada serie está constituida por tres etapas de lixiviación y cuatro de lavados.

En cada serie la pulpa procedente del distribuidor pasa por cuatros turboaeradores en series, en los que la pulpa es agitada y aerada, siendo luego descargada a un tanque sedimentador.

Antes de entrar al sedimentador la pulpa es floculada (por medio de un electroimán), disminuyéndose el área necesaria de la requerida. Las cuatro series de lixiviación en paralelo están formadas con la segunda y tercera etapa por tres turboaeradores y un sedimentador combinado en series en cada uno. El tiempo de retención en la primera, segunda y tercera etapas de lixiviación es respectivamente 58; 70 y 70 minutos aproximadamente.

4.- Recuperación de Amoníaco.

Las funciones fundamentales de este departamento - como su nombre lo indica son: la de recuperar el amoníaco y el Dióxido de Carbono del licor producto y de las colas enviadas desde lixiviación y lavado, además la de destilar el licor producto para precipitar el Carbonato de Níquel y su calcinación posterior. Las pérdidas de Amoníaco y Dióxido de Carbono que se producen en el sistema se recuperan en esta sección.

La solución Carbonato de Amonio amoniacal, enriquecida en Níquel que se obtiene como un reboso de la primera etapa de lavado se introduce en los turbaaeradores de la tercera etapa de lixiviación y el reboso de ésta a los de la segunda etapa y así sucesivamente manteniéndose el flujo a contra corriente con el mineral alimentado al tanque.

El licor preñado conocido como licor producto enviado de la planta de lixiviación, es sometido a una aereación (no se realiza) con el objetivo de precipitar el Fe cuando es necesario y posteriormente es filtrado, para eliminar el hidróxido de Fe, así como el mineral fino que arrastre los filtros de hojas Sweetland, empleándose como medio filtrante tierra de infusorios.

El licor filtrado se deposita en un tanque a una temperatura de 110°F desde donde es bombeado a los alambiques de destilación que trabajan en paralelo, el licor es alimentado por el tope, simultáneamente se inyecta a vapor por el fondo.

El Amoníaco y el CO₂ del licor producto es arras-

trado por el vapor cuando la concentración de Amoníaco disminuye hasta un 2%, en el licor se precipita carbonato de Níquel.

La pulpa de carbonato de Níquel sale de los alambiques, pasando a un sedimentador, de donde la pulpa espesada pasa a tres filtros rotatorios Eimco, de donde el contenido de humedad disminuye un 67%. El reboso de los sedimentadores y el afluente del filtro Eimco se filtran en los filtros prensas recuperándose alrededor de 2400 Lb de Níquel / día.

El carbonato después de filtrado es calcinado en un horno rotatorio. Normalmente se mantiene una temperatura de 2450° en los gases en las zonas del quemador.

Las colas procedentes de los alambiques se envían a un tanque de flasheo, de donde son bombeadas, luego de diluirlas con agua, hacia el depósito para su posible empleo en el futuro.

5.- Planta de Sinterización.

El material alimentado a esta planta (óxido de Ni, Carbón Antracita, retornos de finos y polvo), son eliminados en tolvas separadas. El material mezclado es alimentado a máquinas de sinterizar. La velocidad de la máquina de sinterizar es de 8 pulg./ minuto. El polvo procedente de la máquina es recuperado por medio de ciclones y retornado a las tolvas alimentadoras. La máquina de sinterizar sirve para dos propósitos: aglomerar el producto y reducir el óxido a metal, aumentando su contenido de Níquel desde aproximadamente 77% hasta alrededor de 90%. Esto hace que el producto sea más deseable para usos metalúrgicos.

La recuperación total como producto de los minerales de Nicaro es alrededor del 76%.

Capítulo II.- Preparación del Mineral.

2.1.- Sección de Almacenamiento y Homogenización .

Donde se homogeniza el mineral y se somete a trituration primaria, la cual tiene una capacidad de 175000 Tns de mineral húmedo y una longitud de 365,76m de largo por 41,148m de ancho. El mineral llega procedente de la mina en carros volquetas (40 Tns cada uno) que lo descargan en el viradero, este mineral debido a que pertenece a dos minas con características diferentes hay que homogenizarlo para lograr estabilidad límite en la operación y funcionamiento de los equipos como en todo el proceso. La homogenización es una operación de vital importancia y se realiza de la siguiente forma:

Una grúa Gantry con una Jaiba de 5 Tons de capacidad ($3,8m^3$); siendo su capacidad de carga 15 Tons y la productividad de 290 Tons / hora, toma el mineral del viradero y lo va remontando por todo lo ancho del área asignada a esta operación que se denomina remonte; también tenemos dos grúas vertiendo el mineral que toman de la pila ya homogenizada en los dos alimentadores móviles que se encuentran en operación (3 en total) ya que tienen una capacidad de 290Tons / hora. La tolva de alimentación de estos alimentadores tienen una criba con abertura de 355,6mm para evitar que las piedras grandes pasen al sistema de alimentación. Los alimentadores móviles distribuyen el mineral en las correas transportadoras CA-1 y CB-1 (0,914m de ancho y 390m de largo, siendo su capacidad de 350Tons / hora).

Todos los alimentadores pueden trabajar con uno u -

otro sistema según las exigencias de operación.

Las correas CA-1 y CB-1 transportan el mineral hasta los dos trituradores de rodillos dentados de una velocidad (de 195 Revol. / min.) los cuales tienen una capacidad de 363 Tons / hora encargados de reducir las piedras que vienen en el mineral, es decir los pedazos no mayores de 125mm. El mineral triturado cae a las correas CA-2 y CB-2 cuyas dimensiones son (0,914m de ancho, 33m de largo, velocidad 1,22m / seg. y capacidad 395 Tons / hora) que lo descargan a las correas transportadoras CA-3 y CB-3 de iguales características que las anteriores, exceptuando el largo (CA-3; 86m de largo y CB-3; 43m de largo), sobre ellas hay situados 9 machetes encargados de desviar el mineral húmedo -- hacia la tolva de los alimentadores de los secaderos.- Los machetes son atendidos por los operadores, uno para cada sistema.

El sistema (A) alimenta los secaderos 5, 6 y 7 -- (nuevos) y el (B) a los secaderos 1, 2, 3 y 4 (viejos) En caso de estar parado el sistema (B) o que no este -- trabajando a plena capacidad se puede alimentar a los secaderos 3 y 4 por el sistema (A).

Cuando las tolvas de todos los alimentadores de los secaderos que se encuentran en operación están llenas se levantan todos los machetes de cada sistema, para -- que el mineral mediante las correas transportadoras -- CA-4 y CB-4 cuyas dimensiones son (0,414m de ancho; -- 9,14m de largo), siendo su velocidad y capacidad igual para ambos sistemas (velocidad 1,87m / seg. y capacidad 395 Tons / hora), sea descargado al depósito inte-

rior.

El depósito interior tiene una capacidad aproximadamente de 7000 Tons de mineral húmedo, la pila de mineral descargado por las correas CA-4 y CB-4 y las correas de retorno de los secaderos (CRS) es levantada por dos grúas PH-1 y PH-2 las cuales tienen una capacidad de carga de (12 Tons.), las mismas pueden alimentar a todos los secaderos (exceptuando la PH-2 que no puede alimentar al secadero 7)

2.2.- Sección de Secado.

Donde se seca el mineral hasta obtener una humedad de 4 - 5% fijada por normas técnicas.

El mineral que recibe la planta tiene una humedad variable entre 25% y 35% lo que depende entre otras cosas de las condiciones climatológicas. Cuando la humedad es mayor del 28% influye negativamente en algunos aspectos tales como estabilidad operativa de los equipos, productividad, consumo de petróleo y otros. La reducción de humedad hasta 4 - 5% es necesaria para garantizar un proceso de molienda eficiente y sin interrupciones con buena calidad del producto final.

El mineral transportado por los alimentadores de estera de cada uno de los secaderos (7 en total), cae al interior de los mismos a través del embudo que posee en su parte más ancha, la botella. En el interior del secadero se produce un intercambio de calor fundamentalmente por conversión y reducción de tal magnitud -- que posibilita la evaporación de la mayor cantidad de agua contenida en el mineral.

Los gases con su contenido de agua evaporada son extraídos del horno por medio de un ventilador de tiro, el cual imprime a estos la velocidad necesaria para -- que al pasar por los ciclones precipite el 75% del polvo que contienen los mismos y sigan viaje hacia el -- electrofiltro.

El polvo fino colectado por los ciclones es transportado mediante los sinfines S₉; S₁₂; S₁₆ Y S₁₆₋₂ -- (sinfines viejos); S₁₄₋₉ (sinfín nuevo) hasta la bomba ocho que lo envía hacia la tolva de producto final-

TM-1 ó TM-3. El polvo fino colectado por el electrofil tro es enviado a la TM-3 de producto final mediante -- dos bombas destinadas al efecto.

La temperatura de los gases de escape es tomada por un Termopar y es por lo que se guía el operador para -- garantizar la humedad requerida en el mineral de sali- da del horno.

El mineral secado es descargado a las correas calien te, en cada una de ellas CC-3 y CD-3 hay un sistema de pesaje (romana C y D) encargadas de pesar la cantidad total de mineral descargado por los secaderos.

Fundamentación Tecnológica del Secado.

El secado es el proceso de separación de la humedad- de los materiales mediante su evaporación. Los gases y- vapores son enviados al medio exterior.

El proceso de secado sólo es posible que en el caso- en que la presión de los vapores de agua en la superfi- cie del material a secar sea mayor que la presión de -- los vapores de agua del medio que lo rodea.

La presión de vapor de agua en el material a secar - depende de la humedad del mismo. Con el aumento de la - humedad y la temperatura del material, la presión de va- por en la superficie crece, por el contrario cuando au- menta la unión de la humedad con el material la misma - disminuye.

El proceso de secado de los materiales húmedos depen- de fundamentalmente de la unión de la humedad con el ma- terial y el régimen de secado o de las condiciones de - evaporación de la humedad de la superficie del material

El secado evaporando el agua por el calor depende --

del estado de los gases, de su capacidad para absorber la humedad. La velocidad de secado varía, con la variación de la humedad en el material.

Cuando se introduce el mineral en el secadero con una humedad dada, durante un pequeño período inicial de tiempo casi todo el calor aplicado se gasta en el calentamiento del material hasta la temperatura de bulbo húmedo. En este período de tiempo la humedad del mineral varía insignificativamente, en un período posterior a éste la velocidad de secado se hace constante debido a la temperatura casi estable y al equilibrio entre la cantidad de calor que recibe el material el que se gasta en la evaporación de la humedad.

En un punto determinado del proceso la temperatura del material comienza a aumentar y la velocidad de secado disminuye, en este período se encuentra la humedad crítica, más tarde se establece la humedad de equilibrio con el medio secante que rodea al mineral y el proceso de secado cesa.

x En los secaderos el medio que se utiliza para evaporar la humedad del material lo constituyen los gases que se producen en la cámara de combustión acompañados de aire en exceso, los gases entregan el calor que portan al entrar en contacto con el mineral en el interior del horno. Mientras mayor es el contacto entre el mineral y los gases, mayor es la temperatura (transferencia de calor) y para ello se adiciona la estructura interior del equipo. El calor se transfiere por tres formas:

- Convección.- Cuando se encuentra en contacto el mine

ral con los gases:

- Conducción.- Cuando se encuentra en contacto el mineral con la superficie caliente del secadero.
- Radiación.- En la parte más caliente del secadero el mineral recibe las radiaciones infrarrojos de los gases.

Durante la operación de secado, hay que tener presente que la temperatura de condensación del agua contenida en los gases calientes que se enfrían, dependen de la humedad.

Los fenómenos de corrosión y acumulación de fango en los ductos, y en ocasiones el mal funcionamiento del electrofiltro provocado por la condensación del vapor de agua contenido en los gases dependen en gran medida de la humedad.

Conociendo la temperatura de condensación del agua contenida en los gases calientes, se puede elevar la temperatura de los gases por encima del punto de rocío y así eliminar las dificultades inherentes a estos fenómenos de condensación.

2.3.- Sección de Clasificación (cribado) y Molienda.

Donde se muele el mineral hasta obtener una fineza de $-0,074\text{mm}$ lo que constituye el producto final.

El mineral transportado por las correas calientes es descargado a los elevadores de cangilones EC y ED (de $23,4$ y $25,4\text{m}$ de alto respectivamente; $25,5\text{m} / \text{min.}$ de velocidad, $327\text{ Tons} / \text{hora}$), de los cuales uno se encuentra en operación y otro de repuesto.

Los elevadores descargan a los transportadores de -- rastrillos TRC y TRD cuyas dimensiones son ($0,914\text{m}$ de ancho; $16,9\text{m}$ de largo) siendo su velocidad $0,5\text{m} / \text{seg.}$ y su capacidad de $363\text{ Tons} / \text{hora}$, de los cuales uno se -- encuentra operando y el otro de repuesto.

Los elevadores C y D pueden descargar a uno u otro -- transportador, de los transportadores de rastrillo el mineral pasa a las zarandas y en ellas se produce la separación del mineral en clases.

Las zarandas (8 en total), cada una cuenta con dos -- paños, uno superior con abertura de $12,5\text{mm}$ y uno infe--- rior con abertura de 7mm , las cuales presentan una capacidad de $38\text{Tons} / \text{hora}$. La fracción más fina del mineral -- (limonítica) la procesa la planta nueva y la más gruesa -- (serpentínica) la procesa la planta vieja.

La fracción limonítica cae de las zarandas a los sin-- fines G y H (de $6,23\text{m}$ de largo; $0,58\text{m}$ de diámetro y una capacidad de $240\text{ Tons} / \text{hora}$) que la transporta hasta -- los molinos de martillo G y H ($181,4\text{ Tons} / \text{hora}$ de ca-- pacidad). El mineral reducido por ellos debe contener -- partículas con un diámetro máximo menor de $3,81\text{mm}$ y es -- recibido por los elevadores de cangilones EG y EH ---

(31,77m de alto; 0,42m / seg. de velocidad y su capacidad de 210 Tons / hora), que lo descargan a los sinfines S-1-S y S-1-N (9,1m de largo; 0,6m de diámetro; 60 RPM; y su capacidad de 218 Tons / hora) estos le pasan a los sinfines S-1-E y S-1-O (7,4m de largo; 0,6m de diámetro; 60 RPM de velocidad y su capacidad de 218 Tons / hora), encargados de alimentar a los separadores neumáticos 7 y 8 (4,81m de diámetro y su capacidad de 0,1 Tons / hora) los cuales separan las partículas menores de 0,07mm de las más gruesas. Las partículas finas pasan a la tolva de producto final TM-3 (capacidad 136,1 Tons,) las gruesas son transportadas por los sinfines S-2-N y S-2-S (5,4m de largo; 0,5m de diámetro; 43 RPM de velocidad y su capacidad de 90,71-Tons / hora) a los sinfines S-2-E y S-2-O (34,2m de largo; 0,6m de diámetro; 41 RPM de velocidad y su capacidad de 158,75 Tons / hora) encargados de distribuirlos a las tolvas de producto intermedio cuyas capacidades son 95,5; 99,7; 95,5 Tons respectivamente.

La sección de molienda nueva consta de tres unidades integradas por los siguientes equipos:

- Molino de Bolas: El cual presenta las siguientes características (2,84m de largo X 1,81m de ancho; 18-RPM de velocidad; la carga de bolas es de 28 Tons y el máximo es de 32 Tons), siendo la distribución del tonelaje de bolas de acuerdo al diámetro de la siguiente forma: de 38,1mm (14 Tons); 31,5mm (14Tons) y la capacidad es de 50 a 55 Tons / hora.
- Ventilador de Recirculación.- El mismo presenta una velocidad de 680 RPM; presión 406,4mm de agua y su -

capacidad de $313\text{m}^3/\text{min}$.

- Un clasificador y dos ciclones.- De 4,4m y 3,6m de diámetro respectivamente.

El mineral pasa de las tolvas a los molinos de bola a través de los alimentadores (18-37 RPM de velocidad y su capacidad de 31,7 a 63,5 Tons / hora, el cual después de molido es impulsado por el flujo de aire creado por el ventilador de recirculación (VR) hasta el clasificador (separador) de donde el fino es succionado a través de dos ciclones por el mismo VR. Este fino es descargado a los sinfines S-4-E y S-4-O (37,1m de largo; 0,6m de diámetro; 41 RPM de velocidad y su capacidad de 158,7 Tons / hora), encargados de llevarlo a la tolva de producto final TM-3. Las partículas gruesas retornan al molino de bola. El fino que no precipita en los ciclones es extraído del ventilador de recirculación, para la succión creada por los ventiladores 4 y 5 que lo envían por el ducto Este hacia el electrofiltro.

El producto final de la sección nueva de molienda - el cual se depósito en la TM-3 es distribuido por tres alimentadores de estrella (135 RPM de velocidad y 45-Tons / hora de capacidad) a tres bombas neumáticas -- BM-4; BM-5 y BM-6 tipo Fuller Kingin ($0,3-1\text{ Kg/cm}^2$ y 92 Tons / hora de capacidad), que lo distribuyen a -- los silos de la planta de hornos de reducción. El aire lo reciben las bombas del cuarto de compresores, que consta de 6 compresores tipo Fuller - 300 ($2,5\text{ Kg/cm}^2$ de presión y $2630\text{m}^3 / \text{hora}$).

La fracción serpentínica que es destinada para ser-

Vial
=

procesada por la sección de planta vieja, es decir las partículas mayores de 12,5mm y 7mm caen de las zarandas a las correas transportadoras E y F (23,79m de largo; 0,508m de ancho 1,67m/seg. de velocidad y 122,4 Tons/ - hora de capacidad), que lo descargan a los molinos de martillo primarios E y F (150 Tons/hora de capacidad), los cuales los reducen a un tamaño menor de 6,35mm y lo pasan a los elevadores E y F, los mismos lo entregan a la tolva de serpentina TM-2 (161,5 Tons de capacidad), de ella y mediante 3 alimentadores de estrella (5-8 -- RPM de velocidad), es distribuido hacia los molinos de martillo 1; 2 y 3; al molino de martillo 1 y 3 llega -- por los sinfines S1-1 y S1-3 (8m de largo; 0,5m de diámetro; 40 RPM de velocidad y 75 Tons/hora de capacidad), la capacidad de los molinos de martillo secundarios es de (75 Tons/hora), y su molienda debe proporcionar un producto con partículas no mayores de 3,81mm. Este mineral pasa a los elevadores de cangilones de cada unidad, encargados de transportar hacia los separadores neumáticos correspondientes SA-1; SA-2 y SA-3 (capacidad de cada uno 50 Tons/hora), donde el fino es separado del grueso y distribuido a la tolva de producto final TM-1 (27 Tons de capacidad); este fino pasa a la tolva mediante los sinfines S4-1 y S4-3. El fino del S4-2 pasa por gravedad a la TM-1.

El grueso retorna mediante los sinfines S2-1; S2-2 y S2-3 (5,3m de largo; 0,51m de diámetro; 40 RPM de velocidad), a sus respectivos molinos de bolas, cuyas características son (1,81m de largo; 1,21m de ancho; -- 21,1 RPM de velocidad y 30 Tons/hora de capacidad).

2.4.- Breve Análisis de las Secciones de esta planta y Recomendaciones.

Teniendo en cuenta que es necesario mantener la humedad del mineral de salida de 4 - 5% fijada por -- normas técnicas, por cuanto a la misma influye de manera significativa en las posteriores operaciones por donde se traslada él mineral y que por tanto traen -- como consecuencia que él mineral no salga con la calidad necesaria en algunas ocasiones.

Además siempre que él mineral se seca con una -- humedad de salida mucho menor que la fijada, esto nos indica que la operación de secado no se efectuó de la forma correcta, provocando un consumo de petróleo mayor en el secado del mismo. Esto sucede cuando aumenta la carga del secadero y disminuye la succión del ventilador.

Además teniendo en cuenta que:

- El mineral procedente de la mina Martí necesita de una temperatura de los gases alta, siendo lógico -- que su velocidad de secado sea menor.
- El mineral procedente de la mina Pinares de Mayarí necesita de una temperatura baja de los gases, siendo lógico que su velocidad de secado sea menor.

Por tales motivo recomendamos lo siguiente:

- Tratar de mantener una correcta homogenización siempre que sea posible, constituyendo la misma un factor muy importante a tener en cuenta.
- Se hace necesario que exista una estrecha relación entre el operador de la sección de almacenamiento y homogenización y él de secadero, para conocer exac-

tamente lo que en realidad se alimenta a la sección de secado y en dependencia de ello controlar mejor la operación de secado.

En lo que a clasificación (cribado) y molienda se refiere existen problemas operativos que ocasionan -- afectaciones en el normal funcionamiento de los equipos y además crean condiciones de trabajo no favorables para el obrero, que lógicamente no se corresponden con las normas de protección e higiene del trabajo, influyendo de forma significativa en la salud de los obreros y que además influyen de forma negativa en la productividad y eficiencia de los equipos, por tales motivos recomendamos lo siguiente:

a.- Para el cribado.

- Es necesario mantener las cribas que se encuentran -- en operación, con los sistemas que originan la vibración de las mismas, pues con ello se mejora la efectividad del cribado, se aumenta la productividad del -- equipo y además se mejoran las condiciones de higiene en el puesto de trabajo.
- Que se hermetice lo mejor posible cada una de ellas, -- pues con ello se puede mantener el área lo más limpia posible.

b.- Para la molienda.

- Mantener un régimen de trabajo de los molinos en un -- rango adecuado, esto es debido a que los operadores -- en algunas ocasiones sobrecargan el molino, trayendo esto como consecuencia que el ventilador de recirculación (VR) disminuya su productividad al igual que el molino, puesto que él (VR) se llena de polvo, lógica-

mente afectandose sus correas.

- Realizar periódicamente el cambio de las bolas en el molino, pues ello constituye un factor muy importante en la molienda.

Para finalizar haremos un ejemplo del desgaste de las bolas en las unidades de molienda de planta nueva.

Como es conocido de todos en el proceso de molienda los elementos triturantes (en este caso bolas), al mismo tiempo que se desplazan, rotan y con ello, producen la molienda de los pedazos de mineral que se encuentran dentro de sus intersticios.

Teniendo en cuenta lo explicado anteriormente se vislumbra que estos elementos triturantes constituyen un factor muy importante en el proceso de molienda de estos minerales y por tal motivo queremos señalar que la alimentación de bolas se debe efectuar regularmente o sea periódicamente, lo cual no se lleva a cabo con tal periodicidad y esto lo pudimos observar durante el tiempo de realización de este trabajo.

Según los datos del folleto de preparación mecánica de los minerales, el desgaste de bolas por toneladas de mineral oscila entre 0,5 - 1 Kg/Tons.

Para dar un índice de cuanto se desgastan las bolas en la operación de molienda pongamos el siguiente ejemplo: Siendo la carga mínima de bolas de 28 Tons cuya distribución es la siguiente (14 Tons de 38,1mm y 14 Tons de 31,5mm), y la máxima de 32 Tons, escogeremos para este caso la carga mínima de bolas.

Suponiendo que el desgaste de las bolas es de 0,5 - Kg/Ton.

Siendo la productividad de las unidades de molienda (4; 5 y 6) de planta nueva como sigue:

Unidad # 4, $Q = 52,6$ Tons/hora

Unidad # 5, $Q = 36,8$ Tons/hora

Unidad # 6, $Q = 44,7$ Tons/hora

El desgaste de las bolas para las diferentes unidades de molienda es como sigue:

Unidad # 4; 26,3 Kg/hora; 631,2 Kg/día; 18,9 Ton/mes.

Unidad # 5; 18,4 Kg/hora; 441,6 Kg/día; 13,2 Ton/mes.

Unidad # 6; 22,35 Kg/hora; 536,4 Kg/día; 16,09 Ton/mes.

Esto constituye en forma general algunos de los problemas existentes en ésta planta que nosotros pudimos apreciar durante la realización de éste trabajo de diploma y algunas de las recomendaciones que nosotros consideramos que eran necesarias plantear.

Capítulo III.- Fundamentos Teóricos del Proceso

La molienda constituye, hoy en día una de las operaciones de preparación más estudiadas y a la vez -- más importantes de los procesos que la incluyen como operación necesaria.

En la fábrica minero-metalúrgica "René Ramos --- Latour" de Nicare, esta operación constituye el punto de partida para lograr la extracción máxima de níquel del mineral laterítico que abastece dicha empresa. -- De ella, como factor fundamental, se logra la granulometría necesaria para el desenvolvimiento óptimo y -- efectivo del posterior proceso de reducción metalúrgica.

En el presente trabajo, que como objetivo inicial se proponía el análisis del trabajo del circuito cerrado molienda-clasificación con la utilización del sistema automático, fueron utilizados para el desarrollo del mismo los elementos para la determinación de la productividad del molino con los sistemas de alimentación automático y manual.

Para el análisis del trabajo del molino, de su capacidad de producir la nueva clase se consideró -- que su capacidad específica por unidad de volumen -- (q) , depende de la capacidad del molino, y la cantidad de nueva clase producida por el mismo, lo cual se expresa por la ecuación siguiente:

$$q = \frac{Q}{V} (\rho - \alpha); \quad T_{ow}/m^3.h$$

donde:

Q - capacidad de alimentación del molino, Tn./h.

V - Volumen interior del molino, m.

β, α - Contenido de la Clase analizada en el producto molido y alimentado respectivamente .

Además se consideró que la variación de la capacidad del molino influye notablemente sobre el consumo de potencia de éste en su trabajo, lo cual se valora por la efectividad de molienda (e), cuya expresión se logra por:

$$e = \frac{Q(\beta_s - \alpha_e)}{\eta N}; \text{ Ton/Kw-h}$$

donde:

e - Efectividad de la molienda, Ton/ kw-h.

N - Potencia necesaria del motor, Kw-h.

β_s - % de cernido a la salida del molino para la clase estudiada.

α_e - % de cernido ^a la entrada del molino para la clase estudiada.

η - Eficiencia (0,8-0,85).

Inicialmente se consideró la realización del trabajo de los molinos con sistema automático tomando en consideración el sistema de dirección existente hoy día para las unidades de molienda 4; 5 y 6, lazo ventilador de recirculación - alimentador.

De esta forma el molino tomado de datos de la literatura puede expresarse como un elemento inercial - cuyos parámetros, en el caso de molienda seca, que deban dirigirse para su buen trabajo son:

- Humedad.
- Carga ciurculante .
- R.P.M.

La dependencia de la productividad del molino de -
estos parámetros son archiconocidos.

Como parámetros que se necesitan dirigir se encuentra
n la señal acústica emitida por el molino debido -
al choque de las bolas en su interior y de éstos con -
el acorazamiento, cantidad de nueva clase producida e -
producto preparado y consumo de bolas; así como la po -
tencia e trabajo del ventilador.

Capítulo IV.- Desarrollo y Resultados del Trabajo4.1 - Análisis de la influencia de la alimentación en el trabajo del molino.

Para desarrollar este análisis, primeramente se -- realizó la toma (de forma práctica) de la velocidad de los alimentadores y luego se llevó a cabo la determinación de un coeficiente (K) que toma en cuenta la diferencia de velocidad de los alimentadores (Au).

Planta Nueva.

Alimentador Au (4) - Velocidad 26 RPM.

Alimentador Au (5) - Velocidad 18 RPM.

Alimentador Au (6) - Velocidad 20 RPM.

$$Au(4) - K = \frac{26}{18} = 1,44$$

$$Au(5) - K = \frac{18}{18} = 1$$

$$Au(6) - K = \frac{20}{18} = 1,11$$

Planta Vieja.

Alimentador Au (1) - Velocidad 4,5 RPM.

Alimentador Au (2) - Velocidad 4,3 RPM.

Alimentador Au (3) - Velocidad 5 RPM.

Alimentador Au (7) - Velocidad 6,6 RPM.

$$Au(1) - K = 1,04$$

$$Au(2) - K = 1$$

$$Au(3) - K = 1,11$$

$$Au(7) - K = 1,53$$

Como segunda cuestión se realizó la confección de -- 34 Tablas, de las cuales en este trabajo se pondrá -- una como ejemplo (tabla # 1) debido al gran volumen -- ellas ocupan, en base a la cual se explicará como se -- confeccionaron las demás.

A continuación explicaremos la confección de la - tabla # 1: La toma de tiempo se realizó de la forma siguiente; 35 minutos con el sistema automático y 35 minutos con el sistema manual, durante él mismo tomamos el tiempo total que el alimentador estuvo alimentando al molino y el tiempo total que él mismo estuvo parado, además se tabularon el número de veces que el alimentador estuvo alimentado o en marcha y el número de veces que estuvo parado. luego pasamos a determinar el tiempo promedio de marcha y él de parada, para uno u otro sistema, luego multiplicamos el tiempo promedio de marcha por el coeficiente K y realizamos la división de el tiempo promedio de marcha entre la suma de los tiempos promedios de marcha y parada respectivamente para obtener (D) que constituye el tiempo de marcha del alimentador (en decimal) como el sistema automático y manual al cabo de 35 minutos teniendo en cuenta el tiempo promedio de parada y marcha.

Después de haber realizado pasamos a aplicar la fórmula siguiente:

$$UM(n) = \frac{t_1(D)_1 + t_2(D)_2 + t_3(D)_3 + t_4(D)_4 + t_5(D)_5}{t}$$

Con la cual determinamos el % de tiempo de alimentación de cada una de las unidades de Planta Nueva y Planta Vieja, con el sistema automático y manual, cuyo resultados se encuentran tabulados en la tabla #2- y solamente se llevará a cabo el cálculo de la unidad # 4, para él mismo hay valores que no se encuentran en las tablas y esto se debe a lo planteado anteriormente sobre las 34 tablas que no aparecen en el traba

jan.

Cálculo del % de tiempo de alimentación de la unidad # 4 de Planta Nueva con el sistema automático y manual respectivamente.

Con el sistema automático.

$$UM(4) = \frac{t_1(D)_1 + t_2(D)_2 + t_3(D)_3 + t_4(D)_4 + t_5(D)_5}{t}$$

$$t = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5$$

t_1, t_2, t_3, t_4, t_5 - Tiempo total de marcha del -- alimentador al cabo de 35 minutos con el sistema automático; minutos.

D_1, D_2, D_3, D_4, D_5 - Tiempo de marcha del alimentador al cabo de 35 minutos teniendo en cuenta el tiempo promedio de parada y marcha; decimal.

UM(4) - Unidad de molienda # 4.

$$UM(4) = 0,673$$

$$UM(4) = 67,3\%$$

Para el sistema manual el desarrollo es el mismo -- que para el automático y el resultado es:

$$UM(4) = 66,7\%$$

El desarrollo del cálculo de las restantes unidades para uno u otro sistema es el mismo que se empleó -- anteriormente y los resultados se encuentran tabulados en la tabla # 2.

- Cálculo del volumen de los alimentadores de planta -
vieja (1; 2; 3 y 7).

$$V = \frac{\pi D^2}{4} L - \frac{1}{2} L L a n - 6 L B H$$

$$p a = 1/2 L a n$$

Dimensiones de las paletas de los alimentadores.

L = 0,515m (largo de la paleta del alimentador).

H = 0,210m (altura de la paleta del alimentador).

B = 0,019m (ancho de la paleta del alimentador).

D = 0,585m (diámetro interior de la caja del alimenta--
dor.)

R = 0,095m (radio del exágono).

a = 0,095m (apotema).

p = 0,57m (perímetro).

Sustituyendo estos valores en la fórmula del volumen
obtenemos el siguiente resultado:

$$V = 0,098m^3 = 3,5 \text{ pie}^3.$$

- Calculando la productividad per hora de cada alimenta
dor (real y teórica) tenemos lo siguiente.

$$Q = 60 n v \gamma$$

Q.- Productividad del alimentador; ton/hora.

n.- # de RPM.

v.- Volumen del alimentador; m³ ó pie³

γ .- Peso volumétrico del mineral, lb/pie³.

Unidad # 1.

$$Q = (60) (4,5) (3,5) (72,21)$$

$$Q = 68238,45 \text{ lb/hora}$$

$$Q = 31 \text{ ton/hora}$$

Multiplicando esta productividad por el % de tiempo
de alimentación de este alimentador, el cual se encuen
tra en la tabla # 2 obtenemos lo que realmente esta --

alimentando el mismo.

$$Q = (31) (0,484)$$

Q = 15 ton/hora; con el sistema automático.

$$Q = (31) (0,484)$$

Q = 15 ton/hora; con el sistema manual.

Los resultados de la unidad 2; 3 y 7 se brindan en la tabla # 3; pues el desarrollo para llegar a ellos - es igual al que se desarrolló anteriormente.

- Cálculo de la capacidad de los alimentadores de planta nueva (4; 5 y 6).

$$V = \frac{\pi D^2}{4} L - \frac{\pi d^2}{4} L - nLBH$$

n.- # de paletas del alimentador.

D.- Diámetro de la caja del alimentador; m.

d.- Diámetro del cilindro donde se encuentran las paletas del alimentador; m.

L.- Largo de la paleta del alimentador; m .

B.- Ancho de la paleta del alimentador; m.

H.- Altura de la paleta del alimentador; m.

$$n = 6$$

$$D = 0,392 \text{ m}$$

$$d = 0,057 \text{ m}$$

$$L = 0,358 \text{ m}$$

$$B = 0,010 \text{ m}$$

$$H = 0,12 \text{ m} .$$

Sustituyendo estos valores en la fórmula del volumen obtenemos que el volumen de estos alimentadores de planta nueva es:

$$V = 0,038 \text{ m}^3 = 1,3 \text{ pie}^3$$

- Calculando la productividad horaria de cada alimentador tenemos lo siguiente:

El peso volumétrico del mineral limonítico es de --
85,21 lb/pie³.

Unidad # 4.

$$Q = (60) (26) (1,3) (85,21).$$

$$Q = 172805,88 \text{ lb/hora}$$

$$Q = 78,3 \text{ ton/hora}$$

Multiplicando esta productividad por el % de tiempo de alimentación de este alimentador, vamos a obtener lo que realmente esta alimentando el mismo.

$$Q = (78,3) (0,673)$$

$$Q = 52,6959 \text{ ton/hora; con el sistema automático.}$$

$$Q = (78,3) (0,667)$$

$$Q = 52,2261 \text{ ton/hora con el sistema manual.}$$

El desarrollo del cálculo para las demás unidades es el mismo por lo que sus resultados van a estar tabulados en la tabla # 3.

Como se observa de los dos ejemplos señalados la diferencia entre la capacidad teórica del alimentador y la real determinada en la práctica es significativa. Lo cual puede compararse con la tabla #3, donde se muestran los pesos reales de alimentación hallados para las diferentes unidades de molienda.

Esto puede notarse mejor conociendo que las capacidades teóricas para las restantes son las siguientes.

Planta Nueva

$$Q_5 = 54,2 \text{ Ton/H}$$

$$Q_6 = 60,2 \text{ Ton/H}$$

Planta Vieja

$$Q_2 = 29,5 \text{ Ton/H}$$

$$Q_3 = 34,3 \text{ Ton/H}$$

$$Q_7 = 45,3 \text{ Ton/H}$$

- Cálculo de la capacidad específica "q" en planta vieja para las unidades (1; 2 y 3).

$$q = \frac{Q(\beta - \alpha)}{V}$$

De donde:

q.- Capacidad específica ; TPM³

Q.- Toneladas alimentadas; ton/hora.

β .- % cernido a la salida del molino .

α .- % cernido a la entrada del molino.

V.- Volumen interior del molino .

Análisis para la clase - 0,149 empleando como resultado los análisis por la vía húmeda efectuados en el laboratorio de la fábrica, en la unidad # 3 por el compañero Diego Guerra en su trabajo de diploma (ver tabla # 4)

Unidad # 3.

Realizando el cálculo de " q "

- Para la clase - 0,149mm.

$$\beta_{0,149} = 57,62 \%$$

$$\alpha_{0,149} = 31,40 \%$$

Q = 20 ton/hora (para el sistema automático).

Q = 20,05 ton/hora (para el sistema manual).

$$V = 4,95 \text{ m}^3$$

$$q = \frac{20}{4,95} (0,57 - 0,31)$$

Sustituyendo los valores en la fórmula anterior obtenemos lo siguiente:

q = 1,05 ton/m³. hora; para esa clase y con el sistema-automático.

q = 1,053 ton/m³.hora; para esa clase y con el sistema - manual.

Los resultados para la clase - 0,074mm y - 0,25mm se brindan en la tabla # 5 y el desarrollo para llegar a ellos es el mismo que utilizamos para la clase - 0,149mm.

A continuación se realizarán los cálculos por la vía seca para las Unidades de planta vieja (1; 2 y 3) .

Unidad No. 1

- Para la clase -0,25 mm.

$$\beta_{-0,25} = 70\%$$

$$\alpha_{-0,25} = 43,99\%$$

$$V = 4,95 \text{ mts}^3 .$$

$$Q = 15 \text{ Tons/hrs. (para ambos sistemas) .}$$

$$q = \frac{Q}{V} (\beta - \alpha)$$

$$q = 1,3 \text{ tons./mts}^3/\text{hrs. (para esa clase y con ambos sistemas)}$$

El desarrollo de los resultados para las diferentes clases es el mismo, por lo que daremos los resultados en la tabla No. 9.

- Cálculo de la capacidad específica " q " en planta nueva para las unidades (4;5 y 6)

El volumen interior de estos molinos es:

$$V = V_1 + V_2 + V_3$$

V_1, V_3 - volumen de las partes cónicas.

V_2 - volumen de la parte cilíndrica.

$$V_1 = V_3 = \frac{\pi h}{3} (R^2 + Rr + r^2)$$

R - Radio mayor

r - Radio menor

$$V_2 = \frac{\pi D^2}{4} L$$

$$D = 1,8 \text{ mts.}$$

$$L = 1,5 \text{ mts.}$$

$$h = 1,2 \text{ mts.}$$

$$R = 0,91 \text{ mts.}$$

$$r = 1 \text{ mts.}$$

Sustituyendo los valores en las fórmulas obtendremos lo siguiente:

$$V = 10 \text{ mts.}^3$$

Unidad No. 4

- Para la clase -0,25 mm

$$\beta_{-0,25} = 87,59\%$$

$$\alpha_{-0,25} = 26,94\%$$

$$V = 10 \text{ mts}^3$$

$$Q = 52,6 \text{ tons./hrs. (para el sistema automático)}$$

$$Q = 52,2 \text{ tons./hrs. (para el sistema manual)}$$

$$q = 3,2 \text{ tons./mts}^3 \text{ / hrs. (para esa clase y con el sistema automático)}$$

$$q = 3,18 \text{ tons/mts}^3 \text{ / hrs. (para esa clase y con el sistema manual)}$$

El desarrollo de los cálculos para las distintas clases en las diferentes unidades, con uno u otro sistema se dan en la tabla No. 10

Cálculo del gasto específico de energía " e "

Para la determinación del mismo emplearemos la fórmula siguiente:

$$e = \frac{Q (\beta_s - \beta_e)}{\eta_p N}$$

N - potencia necesaria del motor; Kw .

e - Gasto específico de energía; tons/kw/hrs.

β_s - % de cernido a la salida del molino para la clase estudiada.

α_e - % de cernido a la entrada del molino para la clase estudiada.

η_p - Eficiencia (0,8 - 0,85) .

A continuación se realiza el cálculo de "e" para las Unidades de planta nueva (4; 5 y 6) .

Unidad No. 4

- para la clase -0,25 mm

$$\beta_{-0,25} = 87,59 \%$$

$$\alpha_{-0,25} = 26,94 \%$$

$$Q = 52,6959 \text{ tons/hrs.}$$

$$N = 298 \text{ Kw}$$

$$e = \frac{(52,6959)(0,87 - 0,26)}{(298)(0,8)}$$

Sustituyendo en la formula anterior tenemos que:

$$e = 0,13 \text{ tons./kw/hrs.}$$

El desarrollo de los cálculos para las diferentes clases y unidades es el mismo, por lo que sólo daremos los resultados en la tabla No. 15

El % de cernido a la salida del molino y a la entrada del mismo para la clase estudiada en las diferentes unidades de planta nueva, se dan en la tabla # 10.

4.2 - Consideración sobre el trabajo del molino -- con sistema de dirección automático (S.D.A.).

En estos momentos en la planta se encuentra instalado, específicamente en la unidad de molienda # 7 un sistema de control automático que regula la cantidad de mineral que se alimenta al molino.

El sistema, se basa en la regulación de la velocidad del alimentador que suministra el mineral al molino en dicha unidad, basandose en la variación del sonido que emiten los elementos triturantes al trabajar el molino (choque entre si de las bolas y con la coraza interior del molino).

Desde el punto de vista automático la expresión de la ecuación de transferencia del molino, puede expresarse desde el punto de vista dinámico, por la fórmula tomada de la literatura (V.Kozim, " Automatización en las plantas de beneficio").

$$W_{DA-1q} = \frac{\frac{1}{K_g K_{AM}}}{\frac{1}{K_g} P + 1}$$

Donde:

W_{DA-1q} - es la función transferencial del lazo, peso de alimentación -ruido del molino-.

K_g y K_{AM} - Coeficientes que expresan la dependencia de la capacidad de alimentación del molino, de la cantidad de mineral dentro del molino y de esta última con el ruido que éste emite en su trabajo.

P - Transformador de L' Place.

O sea que constituye un elemento inercial desde el punto de vista dinámico. Esta expresión de forma general puede ser expresada por:

$$W_{DA} - \Delta q = \frac{K_q}{T_A P + 1}$$

Para la consideración exacta de dicho comporta---
miento por el lazo analizado es necesario conocer los
valores de K_q y T_A , que para algunas condiciones es---
tán dados en la literatura (Tropin A.E., Kozim V.Z.,
"Automatización en plantas de beneficio).

Este sistema, cuyo comportamiento difiere bastan---
te de otras unidades de molienda, se basa para la re---
gulación de la alimentación en un sistema que se cono---
ce que la magnitud ruido es un promedio entre diferen---
tes parámetros Ej: humedad y capacidad del molino.
Por lo que el control por este parámetro no nos arro---
ja una confianza plena, porque el efecto de una humedad mu---
y alta en el mineral sería similar aproximada---
mente a una baja carga del molino.

Por estas razones es factible plantear que tal vez
(es necesario emprender los estudios necesarios); ---
otro lazo Ej.: Potencia consumida por el molino -velo---
cidad del alimentador o velocidad del ventilador de re---
circulación - alimentación.

En este caso (VR- alimentador), se considera la ---
función del VR como provocar el mullido de la clase ---
preparada y su transporte hacia el clasificador. Lo ---
cual está determinado por su potencia.

De esta forma deben analizarse el trabajo de ésta---
unidad de molienda, para determinar la conveniencia o---
no de instalación del SDA de este tipo o de los ulti---
mos planteados para regular la eficiencia del trabajo

del molino.

T A B L A No. 1Alimentador No. 4Tiempo: 35 minutosSistema AutomáticoAlimentador No. 4Tiempo : 35 MinutosSistema Manual

Tiempo total de marcha con el sistema Automático ---- 21,36 minutos	Tiempo total de marcha con el sistema manual 20,2 minutos.
# de marcha 11	No. de marcha 10
Tiempo total de parada 13,1 minutos	Tiempo total de parada 14,6 minutos
# de paradas 10	No. de paradas 9
Tiempo promedio de marcha 2,79 minutos	Tiempo promedio de marcha 2,90 minutos
Tiempo promedio de parada 1,31 minutos	Tiempo promedio de parada 1,62 minutos
$D = 0,682$	$D = 0,641$

T A B L A No. 2

Tabla del cálculo del tiempo de alimentación de cada una de las unidades de Planta nueva y Planta vieja - respectivamente con uno u otro sistema.

Unidad No.	Tiempo de Alimentación con el sist. Automático (%)	Tiempo de Alimentación con el sistema manual (%)
4	67,3	66,7
5	68	66
6	74,2	74
7	62,2	61,1
1	48,4	48,4
2	40	48
3	57,7	58,3

T A B L A No. 3

UNIDAD No.	Sistema Automático	Sistema Manual
1	Q = 15 Tons/hrs.	Q = 15 Tons/hrs.
2	Q = 12 Tons/hrs.	Q = 14,2 Tons/hrs.
3	Q = 20 Tons/hrs.	Q = 20,05 Tons/hrs.
4	Q = 52,69 T/hrs.	Q = 52,22 T/hrs.
5	Q = 36,89 T/hrs.	Q = 35,80 T/hrs.
6	Q = 44,73 T/hrs.	Q = 44,61 T/hrs.
7	Q = 28,23 T/hrs.	Q = 27,73 T/hrs.

T A B L A No. 4

Vía húmeda (Unidad No. 3)

Entrada al Molino

Clase (mm)	Peso (Gr)	% Peso	% peso per Retenido	% peso per Cernido
+ 0,35	41,96	21,23	21,23	99,97
+ 0,25	68,68	34,75	55,98	78,74
+ 0,149	24,90	12,59	68,57	43,99
+ 0,074	18,90	9,14	77,71	31,40
- 0,074	44,01	22,26	99,97	22,26

Vía húmeda (Unidad No. 3)

Salida del Molino

Clase (mm)	Peso (gr)	% Peso	% peso per Retenido	% peso per Cernido
+ 0,35	9,62	4,72	4,72	99,98
+ 0,25	51,40	25,26	29,28	95,26
+ 0,149	25,20	12,38	42,34	70,00
+ 0,074	28,90	14,20	56,56	87,62
- 0,074	88,36	43,42	99,98	43,42

T A B L A No. 5Unidad No. 3Vía húmeda

	Clase (mm)	% β	Q T/H	V m ³	q T/M ³ /H	% α
Con el sistema Automático	- 0,25	70	20	4,95	1,09	43,99
	+0,149	57,62	20	4,95	1,05	31,40
	-0,074	43,42	20	4,95	0,84	22,26
Con el sistema Manual	-0,25	70	20,05	4,95	1,093	43,99
	-0,149	57,62	20,05	4,95	1,053	31,40
	-0,074	43,42	20,05	4,95	0,85	22,26

T A B L A No. 6

Vía Seca (Unidad No. 1)

Salida del Molino

Clase (mm)	Peso (gr)	% Peso	% peso per Retenido	% peso per Cernido
† 0,35	13,43	9,16	9,16	100,00
† 0,25	17,38	12,13	21,29	90,84
† 0,149	37,10	25,31	46,64	78,71
† 0,074	36,32	29,70	71,42	53,36
- 0,074	41,90	38,78	100,00	28,78

Vía Seca (Unidad No. 1)

Entrada al Molino

Clase (mm)	Peso (gr)	% Peso	% peso per Retenido	% peso per Cernido
† 0,35	87,07	49,32	49,32	99,98
† 0,25	26,30	14,89	64,21	50,66
† 0,149	32,22	18,25	82,46	35,77
† 0,074	16,56	9,38	91,48	17,52
- 0,074	14,37	8,19	99,98	8,14

T A B L A N o. 7

Vía Seca (Unidad No. 2)
Salida del Molino

Clase (mm)	Peso (gr)	% peso	% peso per Retenido	% peso per Cernido
† 0,35	29,29	17,77	17,77	99,97
† 0,25	18,56	11,26	29,06	82,20
† 0,149	36,76	22,30	51,33	70,94
† 0,074	39,80	24,15	75,48	48,64
- 0,074	40,37	24,49	99,97	24,49

Vía Seca (Unidad No. 2)
Entrada al Molino

Clase (mm)	Peso (gr)	% peso	% peso per Retenido	% peso per Cernido
† 0,35	72,26	38,62	38,62	99,98
† 0,25	25,32	13,53	52,15	61,36
† 0,149	44,11	23,57	75,72	47,83
† 0,074	23,46	12,54	88,26	24,26
- 0,074	21,93	11,74	99,98	11,72

T A B L A No. 8

Vía Seca (Unidad No. 3)

Salida del Molino

Clase (mm)	Peso (gr)	% peso	% peso per Retenido	% peso per Cernido
+ 0,35	34,02	19,02	19,02	99,98
+ 0,25	19,72	11,02	30,04	80,96
+ 0,149	40,77	22,79	52,83	69,94
+ 0,074	39,23	21,93	74,76	47,15
- 0,074	45,12	25,33	99,98	25,33

Vía Seca (Unidad No. 3)

Entrada al Molino

Clase (mm)	Peso (gr)	% peso	% peso per Retenido	% peso per Cernido
+ 0,35	97,36	49,13	49,13	99,97
+ 0,25	29,33	14,81	63,94	50,84
+ 0,149	41,78	21,11	85,05	36,03
+ 0,074	18,70	9,44	94,49	14,92
- 0,074	10,85	5,48	99,97	5,48

Tabla resumen que muestra la capacidad específica de las diferentes Unidades de molienda de Planta vieja con uno u otro sistema

T A B L A n.º 9

	Unidad	Clase (mm)	β (%)	α (%)	Q T/H	V m ³	q T/M ³ /H
Con el sistema Automático	1	- 0,25	78,71	35,77	15	4,95	1,3
	1	- 0,149	53,36	17,52	15	4,95	1,09
	1	- 0,074	28,78	8,14	15	4,95	0,60
	2	- 0,25	70,94	47,83	12	4,95	0,55
	2	-0,149	48,64	24,26	12	4,95	0,58
	2	-0,074	24,49	11,72	12	4,95	0,31
	3	- 0,25	69,94	36,03	20	4,95	1.33
	3	-0,149	47,15	14,92	20	4,95	1.33
	3	-0,074	25,33	5,48	20	4,95	0,80
	Con el sistema Manual	1	- 0,25	78,71	35,77	15	4,95
1		-0,149	53,36	17,52	15	4,95	1,09
1		-0,074	28,78	8,14	15	4,95	0,60
2		-0,25	70,94	47,83	14,2	4,95	0.65
2		-0,149	48,64	24,26	14,2	4,95	0,68
2		-0,074	24,49	11,72	14,2	4,95	0,37
3		-0,25	78,71	35,77	20,05	4,95	1,33
3		-0,149	53,36	17,52	20,05	4,95	1,33
3		-0,074	28,78	8,14	20,05	4,95	0,81

Tabla resumen que muestra la capacidad específica de las diferentes Unidades de mollienda de Planta nueva- con uno u otro sistema.

T A B L A No. 10

	Unidad	Clase (mm)	β (%)	α (%)	Q T/H	V M ³	q T/M ³ /H
Con el sistema Automá- tico	4	- 0,25	87,59	26,94	52,6	10	3,20
	4	-0,149	37,97	11,87	52,6	10	1,36
	4	-0,074	7,20	2,96	52,6	10	0,263
	5	- 0,25	85,78	24,43	36,89	10	2,25
	5	-0,149	42,83	10,65	36,89	10	1,18
	5	-0,074	13,68	4,49	36,89	10	0,332
	6	- 0,25	94,90	22,0	44,73	10	3,22
	6	-0,149	43,37	12,15	44,73	10	1,38
	6	-0,074	20,37	5,78	44,73	10	0,67
	Con el sistema Manual	4	- 0,25	87,59	26,94	52,6	10
4		-0,149	37,97	11,87	52,6	10	1,35
4		-0,074	7,20	2,96	52,6	10	0,261
5		- 0,25	85,78	24,43	36,89	10	2,18
5		-0,149	42,83	10,65	36,89	10	1,14
5		-0,074	13,68	4,49	36,89	10	0,322
6		- 0,25	94,90	22,10	44,73	10	3,17
6		-0,149	43,37	12,15	44,73	10	1,36
6		-0,074	20,37	5,78	44,73	10	0,66

T A B L A No. 11

Entrada al Molino (Unidad No. 4)

Clase (mm)	Peso (gr)	% peso	% peso por Retenido	% peso por Cernido
+ 0,35	100,13	63,55	63,55	99,98
+ 0,25	14,96	9,49	73,04	36,43
+ 0,149	23,76	15,07	88,11	26,94
+ 0,074	14,04	8,91	97,02	11,87
- 0,074	4,67	2,96	99,98	2,96

Salida del Molino (Unidad No. 4)

Clase (mm)	Peso (gr)	% peso	% peso por Retenido	% peso por Cernido
+ 0,35	4,78	4,78	4,78	99,98
+ 0,25	8,97	7,61	12,39	95,20
+ 0,149	58,94	46,62	62,01	87,59
+ 0,074	36,24	30,77	92,78	37,97
- 0,074	8,49	7,20	99,98	7,20

T A B L A No. 12

Entrada al Molino (Unidad No. 5)

Clase (mm)	Peso (gr)	% peso	% peso por Retenido	% peso por Cernido
+ 0,35	107,11	66,58	66,58	99,98
+ 0,25	14,44	8,97	75,55	33,40
+ 0,149	22,19	13,78	89,33	24,43
+ 0,074	9,99	6,20	95,53	10,65
- 0,074	7,17	4,45	99,98	4,49

Salida del Molino (Unidad No. 5)

Clase (mm)	Peso (gr)	% peso	% peso por Retenido	% peso por Cernido
+ 0,35	4,97	5,35	5,35	99,97
+ 0,25	8,21	8,84	14,19	94,62
+ 0,149	89,87	42,95	57,14	85,78
+ 0,074	27,06	29,15	86,29	42,83
- 0,074	12,70	13,68	99,97	13,68

T A B L A No. 13

Entrada al Molino (Unidad No. 6)

Clase (mm)	Peso (gr)	% Peso	% peso por Retenido	% peso por Cernido
+ 0,35	108,7	69,54	69,54	99,99
+ 0,25	13,2	8,44	77,99	30,45
+ 0,149	15,4	9,85	87,84	22,00
+ 0,074	10,0	6,39	94,23	12,15
- 0,074	9,0	5,75	99,99	5,78

Salida del Molino (Unidad No. 6)

Clase (mm)	Peso (gr)	% peso	% peso por Retenido	% peso por Cernido
+ 0,35	1,1	1,60	1,60	99,98
+ 0,25	2,4	3,49	5,09	98,39
+ 0,149	35,4	51,52	56,52	94,90
+ 0,074	15,8	22,92	79,62	43,37
- 0,074	14,0	20,99	99,99	20,37

Tabla resumen que muestra el gasto específico de energía para las diferentes unidades de Planta nueva (4; 5 y 6) con las distintas clases.

Unidad	Clase (mm)	% β	% α	Q T/H	N Kw	η_p Coef.	e T/Kw/H
4	- 0,25	87,59	26,94	52,69	298	0,8	0,13
	- 0,149	37,97	11,87	52,69	298	0,8	0,05
	- 0,074	7,20	2,96	52,69	298	0,8	0,01
5	- 0,25	85,78	24,43	36,89	298	0,8	0,09
	- 0,149	42,83	10,65 ^m	36,89	298	0,8	0,04
	- 0,074	13,68	4,49	36,89	298	0,8	0,01
6	- 0,25	94,90	22,00	44,73	298	0,8	0,13
	- 0,149	43,73	12,15	44,73	298	0,8	0,05
	- 0,074	20,73	5,78	44,73	298	0,8	0,02

Capítulo V.- Conclusiones

En el presente trabajo no se realizaron las mediciones, calibraciones necesarias para la valoración exacta del trabajo de los equipos, pero en base a los resultados obtenidos pueden concluirse lo siguiente:

1.- Que el estado de trabajo de las secciones con alimentación automática y manual, parece no ejercer una influencia significativa sobre la efectividad de trabajo de los molinos; aunque los datos tomados del trabajo de diploma de Diego Guerra Chacón son anacrónicos.

2.- Que la efectividad del trabajo en las unidades de molienda de Planta Nueva y Planta Vieja, son aproximadamente iguales para los molinos instalados en cada una de estas secciones.

3.- La desviación de la productividad de la alimentación real de la calculada para el sistema automático y manual se debe a los bajos porcentajes de tiempos de alimentación de éstos calculado.

4.- Considerando las consideraciones anteriores la efectividad del trabajo de los molinos está determinada en lo fundamental por factores tales como: carga de bolas del molino, carga circulante y variabilidad de las características físicas del mineral alimentado.

5.- La efectividad del sistema de dirección automático (S.D.A.) existente en la unidad de molienda # 7 no es satisfactoria por lo que ha de ser investigada otra vía de los mismos; si se desean instalar estos sistemas en otras unidades.

Capítulo VI.- Recomendaciones.

La composición mineralógica del mineral que llega a la planta influye negativamente sobre el trabajo -- del molino y de otros equipos, puesto que cuando se -- muele mineral duro que el scalping no puede eliminar -- y éste llega a la molienda, el mismo debe acelerar -- el desgaste en el molino y por ende influir en su --- efectividad.

Por lo que se recomienda:

1.- Lograr un estudio más completo de este tipo de mineral, con el objetivo de determinar las condiciones más adecuadas de operación del scalping o proponer otro método de su salida del proceso.

En diferentes trabajos que se han realizado, se -- ha comprobado la influencia en la efectividad de la -- molienda de diferentes factores, por lo que el análisis de los mismos es de manera insoslayante.

2.- Es necesario realizar un estudio lo suficientemente preciso, sobre el desgaste de los elementos triturantes (bolas) durante el trabajo del molino, -- ya que se conoce, la variabilidad de la composición -- o triturabilidad del mineral que llega a la planta, -- lo que influye de manera significativa en dicha cuestión.

Para lograr el anterior objetivo se recomienda -- el previo llenado del molino que se utilizará para la prueba (con anterior pesaje de las bolas) y la posterior determinación del peso de ellas un mes ó quince días después del trabajo del molino, determinando el peso de las mismas, después de dicho espacio de tiempo.

Si se quiere obtener una mayor exactitud en la --
determinación del desgaste de las bolas puede ser uti-
lizado el método americano de determinación del desgase.
te.

La influencia de la granulometría de alimentación--
en la efectividad del trabajo de los molinos, es un he-
cho que aunque su determinación a escala industrial no
se ha realizado es conocido su importancia por lo que:

3.- Se recomienda realizar a escala industrial la -
determinación de la eficiencia del cribado, de las cri-
bas existentes así como el estudio de la utilización --
del scalping sobre el tamaño del producto que se ali-
menta a planta vieja, así como la realización de mues-
treos de las clases en la alimentación a los separado--
res de planta nueva y de la de los molinos de martillos.

De la eficiencia del trabajo de los separadores ci-
clónicos en el trabajo de los molinos está determinada--
por el aumento de la clase $-0,074$ mm. en la alimenta-
ción al molino, lo que influye determinantemente en la-
magnitud de la carga circulante.

4.- Es necesario responder en cuanto al análisis de
la magnitud óptima de la carga circulante, la eficien-
cia del clasificador, debido a la influencia significa-
tiva que estos ejercen sobre la efectividad de la mo-
lienda.

5.- Realizar estudios concernientes a determinar un
sistema óptimo de control del trabajo de las unidades -
de molienda automáticas, considerando los inconvenien-
tes del sistema ventilador de recirculación -veloci-
dad del alimentador y del sistema que existe.

6.- Analizar las causas de las paradas continuas - de los sistemas automáticos y su posible relación con la forma de operación actual, etc.

BIBLIOGRAFIA

- 1.- Razumov K.A. Proyectos de Plantas de Beneficios (1970).
- 2.- Andreeva A. y Lazo J. Preparación Mecánica de los Minerales.
- 3.- Taggart A. Elementos de Preparación de Minerales. Primera Edición Española (1966).
- 4.- Guerra Ch. D. Trabajo de Diploma realizado en 1971 sobre los sistemas de control y muestreo de la planta de secaderos y molinos en la fábrica "René Ramos Latour".
- 5.- Suárez M. O. Trabajo de Diploma relacionado con el estudio de los minerales lateríticos de Punta Gerda realizado en 1978.
- 6.- Falcón J. Informe sobre la molienda de los minerales lateríticos.
- 7.- Tropin A.E. y Kozim V. Automatización en plantas de beneficio.
- 8.- C.I.P.I.M., Metalurgia extractiva de los minerales oxidados de níquel.
- 9.- Geometría (Matemática cuarto curso). Editorial Pueblo y Educación.
- 10.- Rechking K. y Kostarev. Informe de los trabajos de exploración geológica realizados sobre lateritas niquelíferas ferruginosa en el yacimiento Pinares de Mayarí y Nicaro.