

REPUBLICA DE CUBA
MINISTERIO DE EDUCACION SUPERIOR
I.S.M.M. MOA

M-101
CICT

TRABAJO DE DIPLOMA

PROYECTO PARA LA DETERMINACION
DE LOS GRADOS DE REDUCCION Y LA
MOLIBILIDAD DEL MINERAL EN LA
PLANTA DE SECADEROS Y MOLINOS.

Empresa: "Comandante René Ramos Latour"

Diplomantes: Javier Vázquez Domínguez

Jorge L. Llanes González

Professor Guía: Ing. Guillermo Carthy C.

1982

AÑO 24 DE LA REVOLUCION

Memoria Descriptiva.

Dedicatoria.

Agradecimiento.

Resumen.

Capitulo I.- Aspectos Generales.

1.1. Introducción.

1.2. Características de los yacimientos.

1.3. Breve descripción del proceso tecnológico.

Capitulo II.- Preparación del mineral.

2.1. Sección de almacenamiento y homogenización.

2.2. Sección de secado.

2.3. Sección de clasificación (cribado) y molienda.

Capitulo III.- Desarrollo y resultados del trabajo.

3.1. Breve estudio del esquema actual de muestreo con vista a la proposición de mejoras en base a: puntos de muestreos; dispositivos muestreadores, etc.

3.2. Procesamiento de los resultados del muestreo en diferentes puntos con vista a determinar la eficiencia de algunos equipos; estableciendo en cuales puntos deben realizarse muestreos especiales.

3.3. Determinación del coeficiente de moliabilidad, productividad y abrasividad del mineral de la sección de molienda.

Capítulo IV. Conclusiones y recomendaciones.

Tablas y gráficas.

Bibliografía

Símbolos.

Memoria Gráfica

Plano # 1.

I. S. M. M.

TRABAJO DE DIPLOMA

Hoja

Facultad: METALURGIA-ELECTROMECHANICA

No.

REPUBLICA DE CUBA

MINISTERIO DE EDUCACION SUPERIOR

INSTITUTO SUPERIOR MINERO METALURGICO

FACULTAD: METALURGIA*ELECTROMECHANICA.

TRABAJO DE DIPLOMA.

DETERMINACION DE LOS GRADOS DE REDUCCION Y LA MOLIABILIDAD
DEL MINERAL EN LA PLANTA DE SECADEROS Y MOLIENDA.

TUTORES : Ing. Guillermo Carthy. C.

Ing. Osvaldo Suárez M.

DIPLOMANTES: Javier Vázquez Domínguez

Jorge L. Llanes González.

MOA

1982

"AÑO 24 DE LA REVOLUCION".

DEDICATORIA.

A nuestros padres que con su intran-
sigencia nos han exigido con rigor-
y cariño el cumplimiento de nuestro
deber brindándonos apoyo incondicio-
nal en cada una de las tareas plan-
teadas. Exigiendo de nosotros el -
cumplimiento de nuestro deber; para
mantenernos a la altura de los he -
roicos combatientes que dieron lo -
más bello del ser humano; la vida.
Al igual que lo hacen los interna -
cionalistas cubanos por construir -
un futuro más justo en otras tierras
del mundo.

AGRADECIMIENTO.

Agradecemos el apoyo brindado por todas aquellas personas que de una forma u otra nos han asesorado; los cuales con su experiencia profesional y el interés de lograr de nosotros hombres útiles a la revolución, nos han servido como acicate para que cada día nos esforcemos más y seamos más eficientes en nuestro trabajo.

RESUMEN:

Este trabajo de Diploma consta de cuatro capítulos dados en la Memoria Descriptiva.

El capítulo fundamental es el número tres denominado "Desarrollo y resultados del trabajo" con cuyos resultados se trabajó en la determinación de la eficiencia de algunos equipos fundamentales y los coeficientes o índices de molibilidad de los minerales procesados en Planta Vieja y Planta Nueva; así como lo que procesa actualmente y aproximado cada planta de forma independiente. Esto último se da en un balance de material efectuado en la planta.

El capítulo número uno denominado "Aspectos Generales", se citan la introducción en la cual se dan las características de la experiencia y su relación con otras investigaciones, así como la bibliografía utilizada, se dan algunas características de los yacimientos como son: situación geográfica, clima, vegetación, red fluvial, etc, además se da una breve descripción del proceso tecnológico de la Empresa "Comandante René Ramos Latour".

En el capítulo II denominado "Preparación del mineral" se citan todas las operaciones, características de los equipos, etc y se describe el flujo del mineral a través de las tres secciones de que está formada o integrada la planta, es decir, -

la sección de almacenamiento y homogenización, sección de secado y la sección de clasificación (cribado) y molienda.

El capítulo último corresponde a las conclusiones y recomendaciones.

Capítulo I. Aspectos Generales.1.1. Introducción.

La parte central o fundamental del trabajo reflejada en el capítulo III (epígrafe 3.3) se confeccionó en base a las experiencias realizadas con el mineral limonítico y serpentínico de la planta de secaderos y molienda de la Empresa "Comandante René Ramos Latourt" en un molino de laboratorio cilíndrico cónico el cual fue preparado y montado para nuestros trabajos y más tarde pasó a ser propiedad de dicha planta para su uso posterior en futuros trabajos de diplomas, trabajos investigativos, etc.

En el molino antes mencionado no se han realizado otros trabajos y por ser imposible tener datos de otras plantas con regímenes y condiciones similares a la de secaderos y molienda de esta Empresa se determinaron mediante comparación interna de los diferentes minerales; es decir el limonítico y el serpentínico, determinándose el índice de molibilidad y como se relaciona este con las capacidades en las plantas donde se procesan.

La bibliografía principal utilizada fueron los textos 1 y 6 en idioma español y ruso respectivamente, junto con los trabajos de diplomas 7 y 3 citados en la misma.

1.2. Características de los yacimientos.

1.- Yacimiento "Pinares de Mayarí".

a) Situación Geográfica: El yacimiento "Pinares de Mayarí" está situado al norte 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 advierten 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 %.

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

c) **Comunicación:** El punto más próximo y más interesnte poblado es la ciudad de Mayarí situada 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 respectivamente, cada una posee su puerto y están unidas entre sí por una carretera y un ramal ferroviario de una longitud de 12 kms.

d) **Características Generales del yacimiento:** El yacimiento tiene forma de talud dendrítico, 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. Las lateritas ferruginosas - niquelíferas y las serpentinitas-niquelíferas forman un depósito común en forma de capas impermeables que ocupan la parte central de la superficie del macizo de hiperbasitas Mayarí-Nicaró.

El espesor de la cubierta laterítica varía desde 1-22,5 m y como promedio es de 2,5 a 3 mts, en general el espesor es uniforme. El basamento de lateritas compuestas por peridotitas serpentinizadas es relativamente plano. Raramente se observan bolsones de hasta 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 de superficie plana - casi llana. El río Mayarí corre hacia el este-sureste de la meseta, por la parte suroeste el río Cauto y sus afluentes - y por la noroeste el río Nipe y sus afluentes.

f) Fuente Abastecedora de Energía y Agua: La mina Pinares de - Mayarí se abastece de la red eléctrica nacional, la misma es abastecida de agua por el río Guayabo donde hay equipos de - bombeo instalados para tales efectos.

g) Método de Cálculo de las Reservas: Para el cálculo de las - reservas se utilizan los principios de la estadística matemá - tica.

$$\text{RESERVAS} = \text{AREA} \times \text{Pot} \times \frac{P}{V} \quad (\text{Ton})$$

donde:

P Peso de la masa minera.

V Volúmen de la masa minera.

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

h) Breve Descripción de las Categorías de Reservas de los Minerales: El yacimiento Pinares de Mayarí constituye un depósito grande en forma de capas con estructura compleja y distribución irregular de los componentes útiles. En la actualidad para determinar las zonas de reservas en el yacimiento mencionado se utilizan las siguientes redes de acuerdo con la categoría que se desee obtener.

Para la categoría C_2 se utilizan redes de (400 X 400) m.

Para la categoría C_1 se utilizan redes de (120 X 120) m.

Para la categoría B se utilizan redes de (30 X30) m.

i) 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 la limpieza del área con ayuda de bulldozers Komatsu (Modelo D-85A,) japoneses.

DESTAPE: Consiste en arrancar la capa de los minerales lateríticos ferruginosos 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 Taino. 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.

CONSTRUCCION 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.

j) 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-250 3 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 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 talúd 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.

k) Transporte: En esta mina el transporte de minerales se realiza por medio de camiones Belaz modelo 540-A de fabricación soviética con una capacidad de 27 tons, constando esta 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 komatzu hacia los vagones de 34 tons de capacidad. Estos son trasladados hasta la plataforma de minas mediante transportes ferroviarios, aproximadamente de 20 kms con cuatro kms tipo funicular.

(planos inclinados)

2.- Yacimiento Nicaro. (Martí).

a) Situación Geográfica: El yacimiento Nicaro al cual pertenece la mina Martí está situado al noreste de la provincia de Holguín y en el municipio Mayarí, en los límites norte de la Sierra Cristal, entre los ríos Mayarí por el oeste y Téneme 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 °C variando de 15 a 30 °C . La humedad del aire alcanza el 85 % . El promedio anual de precipitaciones es de 2700 mms que corresponde al promedio mensual de 225 mms.

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. 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 montaña 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 depresiones grandes: la de Cauto-Nipe en el oeste y la cuenca central en el sur (Guantánamo) , en el norte 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 km². Los minerales útiles en los macizos de la región en descripción son los conocidos minerales de hierro, cobalto, cromita, materia prima no metálica, etc.

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 300-500 mts. alcanzando a veces 1000 mts, en algunos lugares se observa 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 por el este el río Cabonico.

f) Fuente abastecedora de energía y agua: La mina Martí se abastece de energía de la red eléctrica nacional y sus necesidades de agua del río Levisa mediante una instalación de bombeo.

g) Método de Cálculo de las Reservas: Este cálculo se realiza de igual manera que para el yacimiento Pinares de Mayarí (explicado anteriormente).

Los requisitos mínimos industriales que se le exigen a la mina son:

- Espesor mínimo 1 m.
- Contenido mínimo de Ni 1 %.
- El promedio del contenido mínimo de Ni en el yacimiento de lateritas es de 1,1 % y 1,2 % en serpentinitas.
- Contenido mínimo de Fe 12 % .
- Potencia media en los cuerpos (4-5)m con una proporción de Ni = 1,36 % y Fe = 36 %.

h) Breve descripción de las categorías de reservas de los minerales en la mina Martí.

Actualmente para determinar las zonas de reservas en dicha mina se utilizan las siguientes redes de acuerdo con la categoría que se desee obtener.

- Para la categoría C_2 se utilizan redes de (400 X 400) m.
- Para la categoría C_1 se utilizan redes de (100 X 100) m
- Para la categoría B se utilizan redes de (25 X 25) m.

i) Esquema del proceso tecnológico en la explotación:

DESBROCE

DESTAPE

CONSTRUCCION DE CAMINOS

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

j) . Extracción y carga: Estos se realizan de forma idéntica a la mina Pinares de Mayarí. La mina consta de cuatro excavadoras del tipo P-95 RICHARD de fabricación francesa cuya capacidad es de (2,5-3) m^3 y una de fabricación norteamericana del tipo Bucyrus Eric de 4 m^3 .

k) Transporte: El transporte del 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 torva de banda transportadora - que tiene 3,4 kms de longitud y descarga el mineral en una segunda torva, llevando los vagones que son transportados por vía férrea de 7 kms hasta la plataforma de mina.

1.3. Breve Descripción del Proceso Tecnológico.

La Fábrica de níquel "Comandante René Ramos Latourt" está situada en Nicaro, península de Lengua de Pájaro en la costa - norte de la provincia de Holguín.

La planta metalúrgica consta de cinco departamentos.

- 1.- Secaderos y molinos.
- 2.- Hornos de reducción.
- 3.- Lixiviación y lavados.
- 4.- Recuperación de Amoniácos (incluye la propia recuperación de amoniaco y la recuperación de Carbonato de Ni - quel. y producción de Oxido de Níquel).
- 5.- Planta de Sinterización.

Además de estos departamentos, la Fábrica opera Las Minas , La Planta Eléctrica, la Fábrica de Piezas y otros servicios auxiliares.

Las minas se encuentran relativamente cerca de la planta - (15 kms) y son a cielo abierto. El mineral es minado con excavadora de arrastre transportándose en grandes camiones (30 tons de capacidad) hasta unas plataformas donde se deposita el mineral.

De estas plataformas, el mineral por medio de tractores llena los carros volquetas los que son trasladados por ferrocarril al depósito de mineral de la fábrica.

El mineral procesado por la fábrica es una mezcla de limonita (tierra de color rojizo de poca consistencia con alto contenido de hierro; 1,3 % de Ni, 50 % de Fe). y serpentina (piedras de color grisáceo con alto contenido de Níquel y bajo de Hierro ; 1,6 % de Ni , 15 % de Fe) en la proporción de 3:1.

Esta mezcla de limonita y serpentina tiene aproximadamente la siguiente composición:

Níquel (Ni) - - 1,35 %

Magnesio (MgO) - 10 %

Hierro (Fe) -- 36 %

Silicio (SiO₂) - 17 %

Cobalto (Co) - 0.09 %

1.- Secaderos y Molinos.

La función principal de este departamento es de secar y moler el mineral contando con tres secciones: Depósito de mineral húmedo, secaderos y molinos.

En el depósito de mineral húmedo (175 000 tons de capacidad-) se almacena el mineral que es traído de la mina, el que contiene de un 26 % a un 30 % de humedad y es transportado por correas a una batería de siete secaderos (3,6 m de diámetros y 37,5 m de largo cada uno) con la finalidad de llevarlo a una humedad que oscile entre 4 y 6 %. Estos secaderos que consumen 23 kgs de petróleo por tonelada de mineral son del tipo de flujo de corrientes paralelas entrando los gases procedentes de las cámaras de combustión a una temperatura de 1000 °C y saliendo a 100 °C.

Estos gases arrastran consigo un 30 % de la carga como polvo el que es recuperado en gran parte al pasar por los ciclones (2 por secaderos) y por un precipitador electrostático (común a todos los secaderos) transportándolo a la torva de mineral molido. El polvo que no es recuperado por el precipitador constituye las pérdidas en secadero.

El mineral secado es clasificado por unas zarandas vibratorias, pasando la fracción gruesa (serpéntínica) para los molinos de martillos y posteriormente para los de bolas. La fracción fina (limonítica) pasa a los clasificadores de aire y posteriormente a molinos de bolas para su trituración final. Cada molino de bola tiene un separador, cerrándose un circuito cerrado entre ambos. Una vez obtenida la fineza deseada (83-85 % malla 200) El mineral es bombeado neumáticamente a los silos de almacenaje de mineral secado y molido, listo para ser procesados por los hornos de reducción.

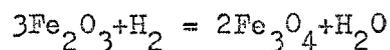
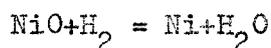
2.- Hornos de Reducción.

El propósito de este departamento es reducir el Oxido de Níquel a metal haciéndolo así apto para la lixiviación amoniacal. Existen 22 hornos verticales Herrashoff de hogares múltiples en los que se mantiene una atmósfera gaseosa fuertemente reductora. Este gas reductor es suministrado por una planta auxiliar de 14 - productores de gas en los cuales se queman carbón antracita (29 kgs/tons de mineral de hornos) produciendo un gas pobre con 28% CO y 5 % CO₂ . El consumo del mismo es de 150 m³ de gas por ton de mineral de horno.

La combustión del petróleo en cámaras externas al horno suministra calor y gases reductores ricos en CO y H₂, consumiéndose 56 kgs/tons de mineral.

El proceso dentro del horno es a contra corriente o sea que el mineral es introducido por la parte superior y obligado a efectuar el recorrido de un hogar al próximo inferior mediante la ayuda de cuatro brazos en forma de rastrillos los cuales giran a razón de 1 rpm mientras que el gas es introducido en la parte inferior (hogar 16).

Para obtener el grado de reducción selectiva durante el brevemente tiempo de retención en el horno (aproximadamente 90 min) se establece un aumento de temperatura gradual hasta 75 °C manteniéndose una relación de constituyentes reductores a oxidantes lo más cercano a que sea posible. En estas condiciones el óxido de Níquel es reducido a metal y el ión férrico principalmente a magnetita. Las reacciones de reducción son idealizadas en las ecuaciones siguientes:



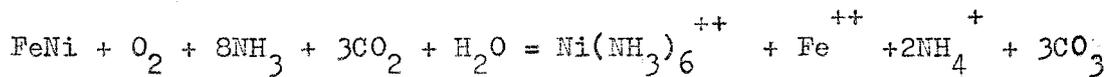
Los gases que salen del horno arrastran consigo partículas muy finas de mineral las cuales son parcialmente recuperadas al pasar por ciclones y posteriormente por un precipitador electrostático. El mineral recuperado y que constituye aproximadamente un 3 % de la alimentación de los hornos es el que llamamos reciclo y es bombeado a los silos conjuntamente con el mineral secado y molido. La parte que no recupera el precipitador son consideradas como pérdidas así como las que se --

producen por chimenea al tener hornos a la atmósfera. El mineral reducido que descarga un par de hornos es enfriado al pasar por los enfriadores (un enfriador por cada 2 hornos de 2,7 m de diámetro x 24 m de largo) herméticamente cerrado - para evitar su reoxidación, produciéndose el enfriamiento al rotar en un depósito con agua. Una vez enfriado a unos 150⁰C va a una canal por la que corre una solución amoniacaal formándose una pulpa que es bombeada a lixiviación y lavado.

3.- Lixiviación y Lavado.

El propósito de este departamento es el de lixiviar o disolver con ayuda de aire en una solución amoniacaal el níquel - que viene en el mineral reducido. La pulpa formada por el mineral reducido y la solución amoniacaal va a los tanques de contacto teniendo una relación entre líquido y sólido de 5:1 y una temperatura aproximada de 40⁰C . Esta pulpa es distribuida a los cuatro trenes o series de lixiviación cada una de las cuales tiene tres etapas. Cada etapa de lixiviación consta de un bloque de turvoaeradores (cuatro en la primera etapa, tres en la segunda y tres en la tercera, girando sus impelentes a razón de 84 rpm). El aire introducido varía según la etapa, siendo aproximadamente de 0.095, 0.050 y -- 0.025 m³ de aire por kg de mineral reducido en la primera segunda y tercera etapa respectivamente.

El níquel se combina con el amoníaco en solución para formar un complejo estable exámico, siendo la ecuación idealizada la siguiente:.



Después la pulpa pasa de cada bloque y a través de un electroimán (tiene el objeto de floccular las partículas del mineral) a un sedimentador que posee dos brazos que giran a razón de 1 rev/15min. El reboso de cada sedimentador es bombeado a la etapa anterior - mientras que el flujo de fondo se envía a la posterior; es por esta razón que el flujo en este departamento al igual que en hornos de reducción es a contracorriente. Después que el mineral ha sido lixiviado, o sea que ha pasado por las tres etapas de cada uno de los cuatro trenes, es distribuido en tres series de lavados de cuatro etapas cada una. El lavado disuelve del níquel coprecipitado en el mineral, utilizando para ello altas concentraciones de amoníaco y licor débil procedente del sistema de absorción.

En la tercera etapa es introducido el licor fresco (llamado también licor fuerte) procedente del Departamento de Recuperación de Amoníaco con una concentración de 14 % de NH_3 y 7 % de CO_2 . Por la última etapa sale en forma de pulpa el material de desecho al que llamamos cola y el que contiene aproximadamente 0.34% de Níquel que no se pudo extraer por lo que constituye una pérdida. Esta pulpa de la cuarta etapa de lavado antes de considerarse como desecho es destilizada por medio de vapor para recuperar el NH_3 que va en la misma.

En el esquema de la planta de lixiviación y lavado se ha incluido esta parte del proceso aunque pertenece a la recuperación de NH_3 que es donde será explicado.

Las colas son material de desecho en estos momentos, pero debido a su alto contenido de Fe se almacena en la bahía, previendo su utilización en la futura industria siderúrgica.

El licor de la primera etapa de lixiviación, al que llamamos licor producto, ha sido enriquecido en níquel teniendo las siguientes características.

$\text{NH}_3 = 6 \%$ $\text{CO}_2 = 3\%$

$\text{N}_2 = 1,1 \%$

Este licor es bombeado del departamento de recuperación del NH_3 y extracción de níquel para proceder a su destilación y convertirlo en carbonato de níquel. Parte de este licor conjuntamente con el de la segunda etapa es utilizado como licor de contacto según se especificó anteriormente, previo enfriamiento del mismo de 45°C a 30°C . En este departamento existe también un sistema de absorción al cual van los gases amoniacales procedentes de los turboaeradores para recuperar el NH_3 ; formándose un licor débil que es introducido en la última capa de lavado.

4.- Recuperación de Amoníaco y Extracción de Níquel.

El objetivo de este departamento es el de destilar el licor producto para convertirlo en carbonato y posteriormente en óxido de níquel así como recuperar el NH_3 y CO_2 que se desprende de la destilación de las colas y licor producto.

El departamento consta de cuatro partes fundamentales.

4.1.- Destilación.

4.2.- Absorción.

4.3.- Filtración.

4.4.- Calcinación.

4.1.- Destilación: Las colas en forma de pulpas con un 55 % de sólidos procedentes de lavados son precalentadas y luego bombeada a las torres de destilación (2,7 m de diámetro X - 13 m de alto). Estas torres tienen una serie de bandejas o platos con unos casquetes de burbujec de 30 cms de diámetro. el flujo es a contracorriente, o sea que la pulpa es alimentada por la parte superior, mientras que el vapor es introducido por el vapor. El NH_3 , CO_2 y vapor de agua que salen de las torres de destilación o alambiques son usados para el precalentamiento de las colas pasando luego a los precondensadores primarios conjuntamente con los gases de las torres de licor producto.

El licor producto obtenido en la planta de lixiviación contiene mineral fino en suspensión que es retenido en un filtro de hoja a presión (SWECTLAD).

El licor producto filtrado es destilado con el objetivo de evaporar el NH_3 y precipitar el níquel y cobalto de la solución. Estas torres (2 m de diámetro X 15 m de alto) operan con el mismo principio que las de colas ya descritas anteriormente. La solución descendente es gradualmente despejada de NH_3 hasta que el níquel comienza a precipitarse. La precipitación ocurre a una concentración total de NH_3 de 2 % con níquel presente en la solución con amina compleja, al mismo tiempo que, a través del calor adicional tiene lugar más desprendimiento de NH_3 según la siguiente reacción.



El ión así producido se combina con los iones hidróxidos y carbonatos en solución para formar carbonato básico de níquel-insoluble.



Los gases de NH_3 , CO_2 y vapor de agua pasaban a los precondensadores primarios conjuntamente con los provenientes de los alambiques de colas.

4.2.- Absorción. Los gases procedentes de la destilación pasan al sistema de recuperación de NH_3 constituido por torres-empaquetadoras con madera a la que se inyecta agua y gases procedentes de la combustión de las calderas de planta eléctrica con un 11 % de CO_2 y 5 % de O_2

También en esta sección se agraga el NH_3 de reposición (25 ton por día) y de ellas sale el licor fresco que es bombeado a la tercera etapa de lavado después de ser enfriado plenamente, utilizando intercambiadores de calor tubulares.

4.3 y 4.4.- Filtración y Calcinación. La pulpa de carbonato de las torres de destilación de licor producto fluyen a un tanque de expansión y después a un sedimentador, cuyo flujo de fondo va hacia un filtro de vacío rotatorio (EIMCO) mientras que el reboso es bombeado hacia unos filtros a presión de placas -- (SHRIVER) recuperando el carbonato que viene en suspensión. Este carbonato conjuntamente con la torta de los filtros EIMCO - contiene un 65 % de H_2O siendo secado y calcinado en un horno rotatorio a contracorriente.

El óxido de níquel se obtiene con un previo control de temperatura con el objetivo de obtener un producto de bajo contenido de S y de acuerdo a la reacción siguiente.



Los gases arrastran partículas de óxidos siendo recuperadas al pasar por ciclones y un precipitador electrostático el cual devuelve lo recolectado al horno. El que sale al exterior conjuntamente con los gases es considerado como pérdida. El óxido - que se obtiene que es producto de exportación, tiene la siguiente composición.

Ni - 77 % S - 0.02 %

Co - 1 % Fe - 0.03 %

5.- Planta de Sinterización. El propósito de esta planta es - formar un aglomerado de mayor concentración en níquel (90%) - a partir del óxido calcinado. El óxido de níquel que sale del horno de calcinación pasa por un molino de martillo y poste - riormente es almacenado en tolvas para después mezclarlo con carbón antracita finamente molido. Esta mezcla es humedecida - en un mezclador obteniendo pequeñas esferas que van a la máqui - na de sinterizar (2,1 m de ancho X 12,6 m de largo) forman - do una capa que se enciende con una llama de gas oil, lo cual se mantiene con la ayuda de los ventiladores que hacen un va - cío a través de las camas. El sínter formado pasa por dos tri - turadoras, posteriormente es clasificado por dos zarandas --- siendo el producto intermedio envasable ($>12,5$ mm y $<25,4$ mm).

La fracción gruesa es utilizada como base en la máquina de - sínter y el fino como uno de los componentes de la mezcla. El - polvo que es succionado de las máquinas de sinterizar y de - distintas secciones de la propia planta pasa a través de ci - clones y posteriormente por un colector de donde es incorpora - do a la mezcla. el polvo que no es recuperado por el colector y que va conjuntamente con los gases pasa a través de los "VEN - TURYS" "SCRUBBERS". Estos equipos son de nueva introducción - en la planta recolectando practicamente el polvo que arrastra - ban los gases y que eran considerados como pérdidas.

Estos equipos trabajan con atomizadores de agua formando una pulpa de óxido de níquel el cual es bombeada al sedimentador de carbonato. El sinter envasado en sacos de yute revestido de papel con un peso total de 31 kgs tiene las siguientes características:

Ni = 90%	S = 0.05 %	
Co = 1,3 %	Fe = 0.5 %	C = 0.2 %

El óxido de níquel es envasado en sacos similares pero con un peso total de 35 kgs. En el envase de óxido se recolecta a través de un ciclón un polvillo muy fino de aproximadamente un 98 % malla 325 y de características similares al óxido y que también es exportable.

Capítulo II.- Preparación del Mineral.2.1.- Sección de Almacenamiento y Homogenización.

Donde se almacena y homogeniza el mineral en un depósito exterior de 175 000 tons de mineral húmedo y una longitud de - 365, 76 m X 41,148 m de ancho. El mineral llega procedente - de la mina en carros volquetas (40 tons cada uno) que lo des cargan en el viradero, este mineral producto de que pertenece a dos minas con características diferentes hay que homoge nizarlo para lograr estabilidad límite en la operación y fun cionamiento de los equipos como en todo el proceso. La homo genización es una operación de vital importancia y se reali- za de la siguiente forma: Una grúa GANTRY de capacidad(3,8m³) y una productividad de 320 ton/h toma el mineral del virade- ro y lo va remontando por todo lo ancho del área asignada - a esta operación que se denomina remonte. Las otras dos grúas en operación son las encargadas de tomar el mineral de la pi la ya homogenizada y vertirlo en las tolvas de los alimenta- dores móviles en operación. Dichas tolvas poseen una criba - con abertura de 355,6 mms para evitar que las piedras gran - des pasen al sistema de alimentación. Los alimentadores móvi- les distribuyen el mineral en las correas transportadoras - CA-1 y CB-1 (0,914 m de ancho y 390 m de largo, siendo su ca pacidad de 350 ton/hs).

Todos los alimentadores pueden trabajar con uno u otro sistema según las exigencias de operaciones.

Las correas CA-1 y CB-1 transportan el mineral hasta los dos trituradores de rodillos dentados de una velocidad de 195rpm los cuales tienen una capacidad de 363 ton/h encargados de -- reducir las piedras que vienen en el mineral, es decir los - pedazos mayores de 125 mms.

El mineral triturado cae en las correas CA-2 y CB-2 cuyas - dimensiones son (0.914 m de ancho y 33 m de largo, con velo- cidad de 1,22 m/seg y capacidad de 395 ton/h) que lo descar- gan en las correas transportadoras CA-3 y CB-3 de iguales ca- racterísticas que las anteriores, exceptuando el largo (CA-3 , 86 m y CB-3, 43 m); sobre ellas hay situados 9 machetes en - cargados 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 - sistema B a los secaderos 1,2,3 y 4 (viejos) en caso de es- tar parado el sistema B o que no esté trabajando a plena ca- pacidad se puede alimentar a los secaderos 3 y 4 por el sis- tema A. Cuando las tolvas de todos los alimentadores de los- secaderos que se encuentran en operación están llenos se le- vantán todos los machetes de cada sistema para que el mine- ral mediante las correas transportadoras CA-4 y CB-4

Cuyas dimensiones son (0.414 m de ancho y 9,14 m de largo); siendo su velocidad y capacidad para ambos sistemas iguales- (1,87 m/seg de velocidad y 395 ton/h de capacidad;) sea descargado al depósito interior((7000 ton de mineral húmedo de capacidad).

La pila de mineral descargado por las correas CA-4 y CB-4 y las correas de retorno de los secaderos (CRS) es levantado por dos grúas , PH-1 y PH-2 las cuales tienen una capacidad de carga de 200 ton/h; 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 seque el mineral hasta obtener una humedad de 4 a 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 ó 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 convección 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-- por los sinfines S9S-1; S9S-2; S9S-3; S9S-4; S16S-1; S16S-2 (viejos) y S14S (nuevos) hasta la bomba 8 que lo envía a la tolva de producto final (TM-1 ó TM-3).

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 salida del horno. El mineral secado es descargado a las correas calientes CC₁ y CD₁ en cada una de las cuales existe un sistema de pesaje (Romanas C y D), encargadas de pesar el mineral que sale - por los secaderos. (actualmente no funcionan.)

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

Donde se muele el mineral hasta obtener una fineza de (80-83 %) -0,074 mms lo que constituye el producto final.

El mineral transportado por las correas calientes es descargado a los elevadores de cangilones EC y ED (23,4 m y 24 m de alto respectivamente, 25,5 m/min de velocidad y 317 ton/H de capacidad) de los cuales uno se encuentra en operación y otro de respuesto. Los elevadores descargan a los transportadores de rastrillos TRC y TRD (0,914 m de ancho y 16,9 m de largo, 0,5 m/seg de velocidad y 363 ton/h de capacidad) de los cuales uno trabaja y el otro está de respuesto.

Los elevadores pueden descargar a uno u otro transportador de estos 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 mms y una inferior con abertura de 7 mms con una capacidad de 38 ton/h cada una.

La fracción más fina del mineral (limonítica) la procesa - Planta Nueva y la más gruesa (serpentina) la procesa - Planta Vieja. La fracción limonítica cae de las zarandas a los sinfines G y H (6,23 m de largo, 0.58 m de diámetro y una capacidad de 240 ton/h).

que la transporta hasta los molinos de martillo G y H (181,4 ton/h de capacidad). El mineral reducido por ellos debe con tener partículas con un diámetro máximo de 3,81 mm y es reci bido por los elevadores de cangilones EG y EH (31,77 m de - alto, 0,42 m/seg de velocidad y 210 ton/h de capacidad) que lo descargan a los sinfines S-1-S y S-1*-N (9,1 m de largo - 0,6 m de diámetro y 218 ton/h de capacidad), esto lo pasan a los sinfines S-1-E y S-1-0 (7,4 m de largo, 0,6 m de diá metro y 218 ton/h de capacidad) encargados de alimentar a - los separadores neumáticos SA-7 y SA-8 (4,81 m de diáme - tro y 100 ton/h de capacidad) los cuales separan las partícu las menores de 0,07 mm de las más gruesas.

Las finas pasan a la tolva de producto final (TM-3, 136,1 - ton), las gruesas son transportadas por los sinfines S-2-N y S-2-S (5,4 m de largo, 0,5 m de diámetro y 90,71 ton/h- de capacidad) a los sinfines S-2-E y S-2-0 (34,2 m de lar- go, 0,6 m de diámetro y 158,65 ton/h de capacidad) encarga- dos de distribuir el mineral a las tolvas de producto inter media cuyas capacidades son 95,5, 99,7 y 95,5 respectivamen te de acuerdo a las unidades 4,5, y 6 por ese orden.

El mineral pasa de las tolvas a los molinos de bolas a través de los alimentadores (18-37 rpm de velocidad y 31,7-63,5ton/h de capacidad)

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 y descargado a los sinfines S-4-E y S-4-O (37,1 m de largo, 0.6 m de diámetro y 158,7 ton/h), encargados de llevarlos a la tolva de producto final TM-3. El fino que no precipita en los ciclones es extraído del ventilador de recirculación por la succión creada por los ventiladores 5 y 6 que lo envían por el ducto este hacia el electrofiltro.

El producto final de la sección nueva de molienda el cual se depositó en la TM-3 es distribuido por 3 alimentadores de estrella (135 rpm de velocidad y 45 ton/h de capacidad) a tres bombas neumáticas BM-4, BM-5 y BM-6 del tipo FULLER-KINGIN (0,3-1 kg/cm² y 92 ton/h 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 cuenta de 6 compresores del tipo FULLER - 300 (2,5 kg/cm² de presión y 2630 m³/h).

La fracción serpentínica que es destinada para ser procesada por la sección de Planta Vieja, es decir las partículas mayores de 12,5 mm y 7 mm caen de las zarandas a las correas transportadoras E y F. (23,79 m de largo, 0,508 m de ancho, 1,67 m/seg de velocidad y 122,4 ton/h de capacidad.)

que lo descargan a los molinos de martillos primarios E y F (150 ton/h de capacidad) los cuales reducen el mineral a un tamaño menor de 6,35 mm y lo pasan a los elevadores E y F - que a la vez lo entregan a la tolva de serpentina TM-2 (161, 1 ton de capacidad), de ésta y mediante 3 alimentadores de estrella (5-8 rpm de velocidad) es distribuido hacia los molinos de martillos secundarios 1,2 y 3; al molino 2 llega por gravedad y al 1 y 3 por los sinfines S1-1 y S1-3 (8 m de largo, 0,5 m de diámetro, 40 rpm de velocidad y 75 ton/h de capacidad) para obtener un producto con partículas no mayores de 3,81 mm.

Este mineral pasa a los elevadores de cangalones de cada unidad, encargados de transportar hacia los separadores neumáticos correspondientes SA-1, SA-2 y SA-3 (50 ton/h de capacidad cada una) donde el fino es separado del grueso y distribuido a la tolva de producto final TM-1 (27 ton de capacidad; este fino llega a dicha tolva mediante los sinfines S4-1 y S4-3, el de la unidad 2 pasa por gravedad.

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

Capítulo III. Desarrollo del trabajo y resultados.

3.1. Breve estudio del esquema actual de muestreo con vista a la proposición de mejoras en base a: puntos de muestreos; dispositivos muestreadores, etc.

Para la realización de este trabajo que por lo superficial que parezca no deja de tener importancia, pues ayuda si se quiere a una mayor organización y eficacia de las operaciones de muestreo en toda la planta; así como en la representatividad de las muestras tomadas; se pasó a realizar un recorrido por todos los puntos donde se muestrea oficialmente y que está estipulado hacerlo según el código de muestreo vigente en dicha planta, (tabla #27). Una vez hecho lo antes expuesto y apuntado todo lo referente a situación de los puntos; los dispositivos empleados; etc, hicimos algunas recomendaciones.

Para que se tenga una idea del trabajo empezaremos por citar algunos de los puntos de muestreo que a nuestro juicio deben reflejar mayor representatividad en las muestras tomadas si se toman nuestras recomendaciones.

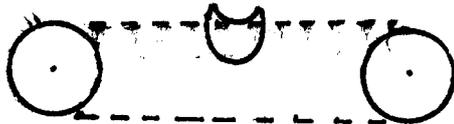
Por ejemplo en el primer punto de muestreo; es decir; la muestra que se toma después de la trituradora primaria (D-10) fuera más representativa si se tomara en la descarga de la correa; pues de todos es conocido que el mineral en este tipo de transporte se deposita no uniformemente; sino que los granos pequeños ocupan la parte inferior y las grandes la superior por lo que una muestra representativa sería aquella la cual se coja atravesando el flujo de mineral transversalmente o con una inclinación de acuerdo a la velocidad de la correa, algo que es dificultoso en ese punto por la velocidad de la misma que es alta.

Una cosa similar ocurre en la muestra o punto de muestrear siguiente el cual recomendamos lo mismo; es decir la muestra D-20 que se toma en las correas calientes de no ser tomadas como vimos en la anterior debe hacerse en la descarga de la correa.

Para estos dos puntos de muestreo deben utilizarse dispositivos de muestrear del tipo cucharas o cucharón de mangoscortos en el caso que se sigan tomando en los lugares que actualmente se hace y no la lata o depósito donde se manda la muestra al laboratorio.

Según las características de los lugares de muestreo expuestas anteriormente consideramos factibles la instalación de un muestreador automático del tipo cucharón para la toma de la muestra D-10 y D-20 que permitan obtener una muestra más representativa y eliminar cada vez en mayor medida el muestreo manual que hace de esta operación lo menos confiable e inestable.

Este debe instalarse a la descarga de la banda transportadora y debe cortar el flujo del mineral.



Este consta de dos pares de ruedas dentadas en las cuales se encuentran la cadena y el cucharón se fija a uno de los eslabones de la cadena. La rueda se pone en marcha por el motor eléctrico. Este mecanismo de pauta en un intervalo de tiempo dado da la señal de marcha.

Cálculo de este muestreador.

$$Q_{\min} = \frac{Qbm}{L} \quad q = \frac{Q_{\min}}{n}$$

$$n = \frac{vm \ 3600}{L}$$

donde:

n -- # de muestras parciales

m -- # de cucharones

Q -- productividad del flujo de materiales

v -- velocidad del movimiento del cucharón

b -- ancho del cucharón

L -- longitud de la cadena del cucharón

q -- peso de la muestra parcial

De la primera ecuación:

$$Q_{\min} = \frac{Qbm}{L} \quad == \quad \frac{Q_{\min}}{q} = \frac{bm}{L}$$

Esto nos implica que la sección del ancho sumario de todos los cucharones y la longitud de la cadena es igual a la magnitud de la parte de la muestra de todo el material que se someta a muestreo.

Siguiendo el orden en que aparecen los diferentes puntos de muestreo en la planta según el código de muestreo de acuerdo a el recorrido nuestro por los mismos pudimos observar o comprobar que las muestras G-70 y G-75 por poseer los equipos donde ellas son tomadas ciertas características constructivas especiales, deben tomarse para mejor protección del obrero y del equipo o proceso; así como para que exista mayor representatividad con dispositivos muestreadores de mangos largos, logicamente de acuerdo a las dimensiones del equipo en cuestión pero no con lo que se toman actualmente en la planta que es la lata o depósito donde se manda la muestra al laboratorio, lo cual hace o provoca que no se atraviese el flujo completo del mineral y pierda representatividad la muestra; además se está a riesgo de que caiga una lata dentro del equipo con sus consecuencias perjudiciales.

Con los demás puntos contemplados en el esquema o código de muestreo creemos que por ejemplo en la descarga de los separadores SA-7 y SA-8 así como en los SA-4, SA-5 y SA-6 y los separadores SA-1, SA-2, y SA-3 de Planta Nueva y Planta Vieja respectivamente pudiera experimentarse la toma de las muestras con sistemas de chavetas instaladas en los respectivos conductos por donde pasa el flujo del mineral; ya que de la forma en que se toman dichas muestras y por el grosor que posee el conducto para dicho fin se producen grandes derramamiento de mineral en todas estas áreas mencionadas lo cual empeora considerablemente las condiciones de trabajo.

Creemos que con una chaveta se obtendrían mejores resultados además de que debería mejorarse la disposición y grosor del conducto por donde se muestrea.

Por lo demás nos queda lo relacionado con algunos lugares por ejemplo consideramos debe muestrearse, es decir incluirse dentro del código de muestreo de la planta y es en las correas - E y F que alimentan a los molinos primarios de Planta Vieja - con lo cual conjuntamente con la muestra G 70 que setoma en la descarga de los elevadores E y F poder determinar o tener una idea de lo alimentado, estado y eficiencia de los mismos.

Como punto final donde se muestrea en la planta están los puntos donde se muestrean la G-20 y la G-60, es decir el producto final de Planta Vieja y Planta Nueva respectivamente donde se realiza la toma de muestra a través de una válvula pequeña instalada en los conductos respectivos donde por las condiciones del mineral en esos lugares son bastantes factibles dichos dispositivos, aunque no descartamos la posibilidad de utilizar muestreadores del tipo sinfín, o sea muestreadores continuos similares a los empleados en hornos de reducción (R-10) pero creemos que sería preciso para eso hacer una valoración amplia y entrar a realizar estudios más concretos al respecto que al final dieran resultados favorables y ventajosos.

3.2.- Procesamiento de los resultados del muestreo en diferentes puntos con vista a determinar la eficiencia de algunos equipos.

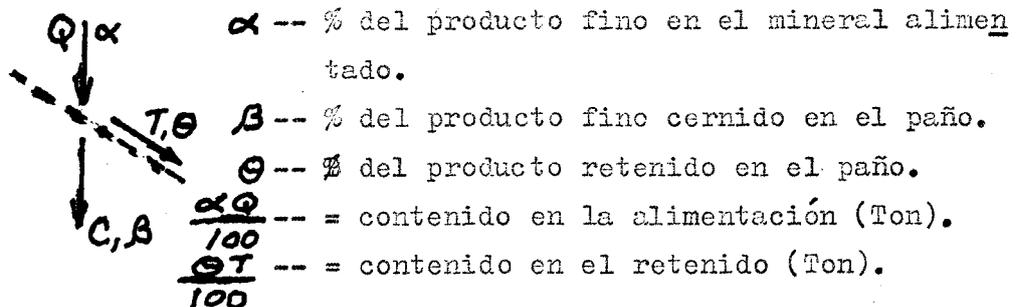
Producto de que es conocida la importancia que tiene la influencia de la granulometría de alimentación en la efectividad del trabajo de los molinos se decidió efectuar los trabajos relacionados con la determinación de la eficiencia de las zarandas (2 y 8) a escala industrial y de los separadores SA-7 y SA-8, ya que no se tienen datos al respecto actualizados y se sabe por ejemplo que para las condiciones existentes en un proceso seco deben poseer las zarandas una eficiencia de (80-90)% y los separadores de (60-80)%.

Metodología empleada para determinar la eficiencia en zarandas.

Para este trabajo utilizamos una metodología que aparece en el texto # 4. La misma dice que para contar con una idea--concreta del trabajo de clasificación de las zarandas las cuales separan el mineral en dos fracciones, una limonítica (-12,5 mm) y otra serpentínica (-105 mm y + 12,5 mm) que constituye la alimentación de Planta Nueva y Planta Vieja respectivamente es necesario para realizar los cálculos muestrear en:

- a) Producto grueso (+12,5 mm)
- b) Producto intermedio (-12,5 mm y + 4,5 mm)
- c) Producto fino (-4,5 mm).

Siguiendo los pasos descritos en la misma utilizamos para determinar la eficiencia la siguiente expresión:



$$Q = T + C$$

$$\frac{\alpha Q}{100} = C + \frac{T \theta}{100}$$

$$\alpha Q = 100 C + T \theta$$

$$\alpha Q = 100 C + Q \theta - C \theta$$

$$(\alpha - \theta) Q = C(100 - \theta).$$

$$\frac{C}{Q} = \frac{\alpha - \theta}{100 - \theta} \implies E = \frac{C \times 10^4}{\alpha Q}$$

$$E = \frac{\alpha - \theta}{(100 - \theta)\alpha} \times 10^4$$

Todos los resultados del análisis granulométrico efectuado a las distintas muestras tomadas para dicho trabajo fueron tabulados en las tablas (1-9) correspondientes por ese mismo orden a las 5 corridas realizadas comprendidas todas en un turno de trabajo y compósitos de 1 kg en todos los casos. Este trabajo es representativo de las zarandas 8 y 2- que poseen 2 y 1 paños respectivamente.

Resultados obtenidos:

Para la zaranda 8 tenemos que:

$$\text{Corrida 1 } E_{p1} = 96,35 \% \quad -- \alpha = 83,24 \% \quad -- \theta = 15,34 \%$$

$$E_{p2} = 99,04 \% \quad -- \alpha = 98,5 \% \quad -- \theta = 38,66 \%$$

$$E_{z8} = \underline{95,42 \%}$$

$$\text{Corrida 2 } E_{p1} = 99,12 \% \quad -- \alpha = 97,7 \% \quad -- \theta = 26,99 \%$$

$$E_{p2} = 99,61 \% \quad -- \alpha = 99,72\% \quad -- \theta = 57,67 \%$$

$$E_{z8} = \underline{98,61 \%}$$

$$\text{Corrida 3 } E_{p1} = \underline{65,83} \% \quad -- \alpha = 67,22 \% \quad -- \theta = 41,2 \%$$

$$E_{p2} = 97,30 \% \quad -- \alpha = 99,1 \% \quad -- \theta = 74,77 \%$$

$$E_{z8} = \underline{64,05 \%}$$

$$E_{\text{Total}} = 87,98 \%$$

(z8)

Para la zaranda 2 tenemos que:

$$\text{Corrida 1 } E_{pl} = 58,75 \% \text{ -- } \alpha = 74 \% \text{ -- } \varnothing = 54 \%$$

$$\text{Corrida 2 } E_{pl} = 91,98 \% \text{ -- } \alpha = 86,77 \% \text{ -- } \varnothing = 34,45 \%$$

$$\text{Corrida 3 } E_{pl} = 98,03 \% \text{ -- } \alpha = 90,21 \% \text{ -- } \varnothing = 15,35 \%$$

$$\text{Corrida 4 } E_{pl} = 20,48 \% \text{ -- } \alpha = 32,7 \% \text{ -- } \varnothing = 26,99 \%$$

$$\text{Corrida 5 } E_{pl} = 94,05 \% \text{ -- } \alpha = 92,18 \% \text{ -- } \varnothing = 41,2 \%$$

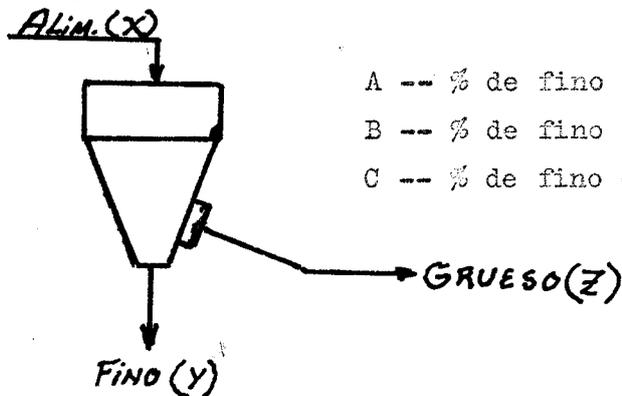
$$E_{\text{Total}} = 72,65 \%$$

(z2)

Promediando estos valores podemos darnos cuenta de la eficiencia total es de 80,31 % lo cual si bien es cierto que sólo se tomaron 2 zarandas para hacer los cálculos representan resultados o valores bastantes cerca a los reales por las condiciones existentes en esta sección que consideramos son muy similares para cada una de las 8 zarandas existentes y por tal motivo haciendo esto válido de forma general deben tomarse en consideración algunas recomendaciones para lograr mejor eficiencia en dicha sección, basadas las mismas en conclusiones correspondientes a dicho trabajo.

Metodología empleada para determinar la eficiencia en los separadores neumáticos SA-7 y SA-8.

Para este trabajo utilizamos el texto # 9, el cual plantea - que la eficiencia en separadores neumáticos se determina por la expresión:



A -- % de fino en el alimentado.

B -- % de fino en el grueso.

C -- % de fino en el fino.

$$X - Y = Z$$

$$Y + Z = X$$

$$Y + (X - Y) = X$$

$$E = \frac{CY}{AX}$$

$$Y = \frac{X(A-B)}{(C-B)}$$

$$CY + B(X-Y) = AX$$

$$CY + BX - BY = AX$$

$$CY - BY = AX - BX$$

$$Y(C-B) = X(A-B)$$

$$E = \frac{CX(A-B)}{AX(C-B)} \quad == \quad E = \frac{C(A-B)}{A(C-B)}$$

Para poder aplicar la fórmula de eficiencia planteada fue necesario muestrear:

- a) Alimentación de los separadores.
- b) A la salida del fino.
- c) A la salida del grueso.

Todos los resultados granulométricos fueron tabulados y se dan en las tablas (10-17) correspondientes a las corridas realizadas tomándose un decímetro cúbico cada 15 min durante 8 h realizándose el cuarteo para tomar la muestra a la cual se le realizó el análisis granulométrico que se refleja en las tablas antes mencionadas y los cuales fueron realizados en el laboratorio central.

Resultados obtenidos.

Corrida 1.	SA-7 -- E = 52 %
	SA-8 -- E = 78 %
Corrida 2.	SA-7 -- E = 46 %
	SA-8 -- E = 36 %
Corrida 3 .	SA-7 -- E = 91 %
	SA-8 -- E = 83 %
Corrida 4.	SA-7 -- E = 46 %
	SA-8 -- E = 18 %
Corrida 5.	SA-7 -- E = 72 %
	SA-8 -- E = 56 %
Corrida 6.	SA-7 -- E = 76 %
	SA-8 -- E = 35 %

Corrida 7. SA-7 -- E = 42 %

SA-8 -- E = 44 %

Corrida 8. SA-8 -- E = 39 %

Promediando todos estos valores podemos ver que la eficiencia total según el muestreo realizado es de :

SA-8 E = 54 % y SA-7 E = 61 %

La eficiencia determinada por esta vía arrojó resultados dentro del rango operacional de estos equipos actualmente. Esta eficiencia determinada es importante su conocimiento en la operación de la planta ya que influye directamente en la capacidad específica de las unidades de molienda evitando así la remolienda.

3.3.- Estudio de la molibilidad de los minerales de Planta Vieja y Planta Nueva.

a) Fundamentos teóricos.

Un factor importante que influye en el proceso de molienda resulta la molibilidad del mineral. El soviético K.A Razumov propone que las capacidades específicas de dos molinos q_1 y q_2 que muelen minerales diferentes, pueden en régimen de trabajo similares compararse según la fórmula

$$q_1 = q_2 K_i K_k K_d K_t \quad \text{Texto \# 6}$$

donde:

K_1 - coeficiente que toma en consideración la molibilidad de los minerales.

K_k - coeficiente que toma en consideración la granulometría del mineral alimentado y molido.

K_d - coeficiente que toma en consideración los diámetros de los molinos.

K_t - coeficiente que toma en consideración la diferencia en los tipos de molinos.

El coeficiente K_1 se determina por la vía experimental como la relación entre capacidades de molienda según la clase de tamaño nueva producida de ambos minerales. Por ello se comprende que molibilidad es la facilidad con que un mineral se reduce a una granulometría dada. Comúnmente esta se determina en ensayos de laboratorios, expresándose en; g/min. l en unidades relativas de molibilidad con respecto a un mineral que se toma como patrón (por lo general cuarzo). La molibilidad relativa por tanto depende de la resistencia y tamaño del material y de las condiciones y métodos de molienda.

Entre la molibilidad del material y la capacidad del molino existe una dependencia directa. A medida que el coeficiente de molibilidad y que el tamaño del mineral alimentado resulta mayor, mayor resultará la capacidad de la molienda.

Teóricamente esta dependencia se ilustra claramente por la ley de RITTINGER.

$$Q = \frac{6}{\delta} \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right) = K_i N_p \quad \text{Texto \# 7}$$

donde:

δ -- densidad del mineral molido

D y d -- diámetro de los pedazos máximos alimentados y molidos respectivamente.

Q --- Capacidad del molino.

N_p -- potencia útil consumida por el molino

Esta fórmula puede expresarse también como:

$$e = \frac{K_i}{\left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right) \frac{6}{\delta}} \quad \begin{array}{l} \text{efectividad de la molienda.} \\ \text{(Kw-h/ton.)} \end{array}$$

La efectividad de la molienda, o sea como aprovecha el molino la potencia útil consumida en capacidad del mismo, está en dependencia de la molibilidad y del tamaño de los productos de la molienda.

Todo lo anterior indica que al estudiar la molibilidad es necesario tener en cuenta la granulometría de los productos de la molienda

b) Módulo experimental y metodología empleada.

La experiencia se desarrolló en un molino cilíndrico -cónico de laboratorio.

La muestra general se elaboró según el método empleado en la planta para el control de fineza y determinación de algunos parámetros de los equipos.

Se tomaron en cada corrida 6 kgs de mineral, comprendidos - estos en un turno de trabajo completo, es decir muestreando cada una hora en los puntos a la entrada del molino de bola.

El composito de un turno de cada planta (6 kgs) se secó hasta 2-3 % de humedad ya que posee 5-6 % de humedad. Luego se homogenizó y se cuarteó creando compositos de 1000 grs. A uno de éstos se le hacía el análisis granulométrico antes de molerlo y los cinco restantes se le hacía después de molido en dicho molino.

En todos los análisis granulométricos se utilizaron tamices - de 100 y 200 mallas y se realizaron los mismos por vía húmeda, plasmándose los resultados en tablas. Se utilizó en todos los casos un coeficiente de llenado de 30 % del volumen del molino utilizado.

Los tiempos de molienda utilizados fueron 5;7,5; 12,5;17,5 y 20 min.

La proporción del mineral alimentado a la planta es de 3-1 - (una porción de serpentina por 3 de limonita).

c) Resultados obtenidos.

En las tablas 18, 19 y 20 se dan los resultados del análisis granulométrico que se le realizó a la muestra general, así como los ensayos de molienda realizados con diferentes tiempos de retención para los minerales PV (um # 7) ; PN (um #4) y PV (um # 3) respectivamente.

Con los resultados de las tablas 18, 19 y 20 se construyeron las tablas 21, 22 y 23 y también las curvas de molibilidad para cada mineral dados en el caso de PV (um # 7) en la gráfica 1, en el de PN (um # 4) en la gráfica # 2 y en el de PV (um # 3) en la gráfica # 3; todas estas construidas en un sistema de coordenadas cartesianas ((% -0,074 mm - tiempo de molienda; min).

En las gráficas 4,5 y 6 se muestran las curvas de molibilidad referentes en el caso de PV (um # 7) en la gráfica 4, en el de PN (um # 4) en la gráfica # 5 y en el de PV (um # 3) en la gráfica # 6. Para la construcción de estas se tomaron los resultados de las tablas 21,22 y 23 y en un sistema log - log - (% retenido - log.t).

Todos los resultados promedio de molibilidad a -0,074 mm de las diferentes muestras y para los diferentes minerales nos permiten determinar la cinética de la molienda, es decir en las condiciones de los ensayos realizados podemos plantear o determinar la cinética de la molienda para el mineral de PV - (um # 7); PN (um # 4) y PV (um # 3) apoyándonos para ello en la ecuación exponencial de TOVAROV:

$$\frac{Q_0}{Q} = e^{-kt^m} \quad \text{Texto \# 1}$$

donde:

Q_0 -- peso de la clase gruesa sometido a molienda (ton ó %)

Q -- peso de la clase gruesa retenida después de t min -
(ton'ó %).

t -- tiempo de molienda (min)

k y m -- coeficientes que dependen de las condiciones de la molienda y del carácter del mineral molido respectivamente.

Los parámetros k y m pueden ser determinados de la siguiente forma: Con una doble logaritmicación obtenemos la ecuación

$$\log \left(\log \frac{Q_0}{Q} \right) = m \log t + \log (k \log e)$$

la cual corresponde a una recta en el sistema de coordenadas $(\log t - \log \left(\log \frac{Q_0}{Q} \right))$

El parámetro m puede determinarse como el ángulo de inclinación de la recta con respecto al eje de las abscisas según :

$$m = \frac{\log \left(\log \frac{Q_0}{Q_2} \right) - \log \left(\log \frac{Q_0}{Q_1} \right)}{\log t_2 - \log t_1}$$

En base a lo anterior, se construyen en un sistema de coordenadas (log - log) las gráficas 7,8 y 9 y se determinó para cada una de ellas correspondiendo al mineral de PV (um # 7) el valor de m_1 en la gráfica # 7; al mineral de PN (um # 4) el valor de m_2 en la gráfica # 8 y el mineral de PV (um # 3) el valor de m_3 en la gráfica # 9. Las gráficas antes mencionadas fueron construidas con los valores de las tablas 21,22 y 23.

$$m_1 = 0,896 \quad m_2 = 0,742 \quad m_3 = 0,826$$

Conocido el valor de m se puede calcular el valor de k , pues de la primera logaritmicación de la ecuación de TOVAROV se obtiene:

$$\log \frac{Q_0}{Q} = Kt^m \log e$$

$$\text{y por tanto: } K = \frac{\ln \frac{Q_0}{Q}}{t^m}$$

el valor de K resulta después de sustituir en cada caso.

$$K_1 = 0,026 \quad K_2 = 0,056 \quad K_3 = 0,024$$

Luego las ecuaciones de cinética de molienda de los tres tipos de mineral en las condiciones empleadas aproximadamente 23 % - 0,074 mm para el de PN (um # 4); 13 % para el de PV - (um # 7) y 11 % para el de PV (um # 3) según la ecuación de TOVAROV resultan para las diferentes condiciones:

1). En el caso de la experiencia realizada con el mineral de PV (um # 7)

$$\frac{Q_0}{Q} = e^{0,026t^{0,896}}$$

2) En el caso de la experiencia realizada con el mineral de PN (um # 4)

$$\frac{Q_0}{Q} = e^{0,056 t^{0,742}}$$

3) En el caso de la experiencia realizada con el mineral de PV (um # 3) .

$$\frac{Q_0}{Q} = e^{0,024 t^{0,826}}$$

Las ecuaciones de cinética de molienda nos permiten interrelacionar los tiempos de retención (molienda) con la relación de carga circulante (C) en base a los granos grandes (no molidos) a $-0,074$ mm,

Esta relación resulta:

$$C = \frac{S}{Q} = \frac{e^{-kt^m}}{1 - e^{-kt^m}}$$

donde:

S- carga circulante.

Q- carga nueva (alimentación) del molino.

Partiendo de esta relación se puede determinar el tiempo de retención para las cargas circulantes establecidas como:

$$\ln t = \frac{\ln \frac{C+1}{C}}{\frac{k}{m}}$$

En las tablas 24, 25 y 26 se brindan los tiempos de retención determinados para diferentes relaciones de carga circulante en las condiciones de molienda en laboratorios y considerando la eficiencia de clasificación $E = 100\%$ para las experiencias realizadas con los diferentes minerales.

Sin embargo la clasificación no puede tener eficiencia del 100% , en las condiciones de clasificación neumática puede fluctuar entre ($60-80\%$) por lo que la relación de carga circulante total será:

$$C = \frac{e^{-kt^m}}{1 - e^{-kt^m}} + \left(\frac{1}{E} - 1 \right)$$

donde E -- eficiencia de la clasificación.

d) Determinación del índice de molibilidad del mineral en Planta Vieja y Planta Nueva por método comparativo.

Este es el fundamento en la comparación interna entre dichos minerales tomando para ello la relación en % del retenido en base a un tiempo t escogido según las gráficas-10,11 y 12 para la clase $-0,074$ mm y asumiendo que:

K_i (um # 7) = 1 (Por considerar que es la unidad más estable y mejores resultados en la molien da).

Según lo anterior determinamos el K_i (um # 3) y el K_i (um # 4), para el tiempo $t = 15$ min y los % de retenidos de la clase $-0,074$ mm correspondientes a cada mineral en las tablas 10,11 y 12.

$$K_i \text{ (um \# 3)} = \frac{Q \text{ (um \# 7)}}{Q \text{ (um \# 3)}} = \frac{41,5}{53} = 0,783$$

$$K_i \text{ (um \# 4)} = \frac{Q \text{ (um \# 7)}}{Q \text{ (um \# 4)}} = \frac{41,5}{28,5} = 1,456$$

Obtenidos estos resultados, podemos decir que como el mineral de la unidad # 3 (PV (um # 3) y el PV (um # 7) es el mismo y el K_i depende sólo del tipo de mineral, entonces:

$$K_i \text{ (um \# 7)} = 0,783$$

$$K_i \text{ (um \# 3)} = 0,783$$

$$K_i \text{ (um \# 4)} = 1,456$$

e) Determinación de las capacidades básicas específicas de Planta Nueva y Planta Vieja a escala de laboratorio.

De las gráficas 13,14 y 15 se puede apreciar que los tiempos de molienda para obtener la granulometría de 80 % -0,074 mm en las condiciones de laboratorio y partiendo de un contenido medio de 11 % -0,074 mm para el mineral serpentínico de PV (um # 3) y 23 % -0,074 mm para el limonítico de PN (um # 4) y 13 % - 0,074 mm para el serpentínico de PV (um # 7) .

Tiempo de molienda para alcanzar 80 % -0,074 mm.

(min)

Mineral Limonítico -----	22,5
(PN (um # 4)	
Mineral serpentínico -----	29
(PV(um # 7)	
Mineral serpentínico -----	40
(PV(um # 3)	

Las capacidades básicas específicas para la nueva clase producida a -0,074 mm en las condiciones de laboratorio para los diferentes minerales y las mismas condiciones anteriormente expuestas pueden ser determinadas por:

$$q = \frac{Q(\beta - \alpha)}{tV} \quad (\text{g/min/l.} \quad \text{Texto \# 1.}$$

donde:

t- tiempo necesario para alcanzar la granulometría de 80 % -0,074 mm (min).

Q- cantidad de mineral sometido a ensayo (g).

V- Volúmen del molino (decímetros cúbicos)

Según los resultados obtenidos anteriormente:

Planta Nueva	q (g/min/l)
(um # 4) -----	3,826

Planta Vieja

(um # 3) -----	2,338
(um # 7) -----	3,225

Los resultados de los ensayos realizados indican que las diferentes unidades de molienda manifiestan diferencias en las capacidades básicas específicas del orden de 1,488 (148,8 % entre la máxima y la mínima obtenida).

Para determinar el índice de molibilidad necesitamos datos sobre otra planta que procese mineral similar al nuestro y que siga un proceso tecnológico parecido al que se realiza aquí en la René Ramos Latourt. Por no contar con los datos antes mencionados en nuestro país ni en otros países que se conozca hasta ahora a la cual nosotros tengamos acceso ha dicha documentación técnica.

En este trabajo se va a comparar la molibilidad entre tres diferentes unidades de molienda representativas por sus características similares a otras unidades.

Denominaremos con subíndices las capacidades específicas y los coeficientes según:

PN (q_{pn}), PV (q_{pv}) y P(q_p)

q_p - capacidad específica de la unidad # 7 (patrón)

Tomando las capacidades básicas específicas obtenidas determinamos un nuevo K_i para corroborar el anterior según:

$$q_2 = q_1 K_i K_t K_d K_k \quad \text{Texto\#1}$$

$$q_{pn} = q_p K_i K_t K_d K_k \quad \text{como que:}$$

$$q_p = 3,225$$

$$K_i = \frac{q_{pn}}{q_p K_t K_d K_k} \quad q_{pn} = 3,83$$

$$q_{pv} = 2,338$$

$$= \frac{3,83}{3,225(0.91)}$$

$$\underline{K_{i_{pn}} = 1,31.}$$

$$K_{i_{pv}} = \frac{q_{pv}}{q_p K_t K_d K_k}$$

$$= \frac{2,338}{3,225(0.91)}$$

$$\underline{K_{i_{pv}} = 0,79}$$

Por los resultados obtenidos se observa que no existe una diferencia significativa entre el K_i determinado por el método comparativo según la carga Q retenida para la clase + 0,074 mm y un tiempo de 15 min.

Según los gráficos 1,2 y 3 y los resultados obtenidos de despejar K_i de la fórmula propuesta por RAZUMOV según las capacidades específicas obtenidas a escala de laboratorio para los diferentes lugares objetos de trabajo, vemos que la diferencia es en:

Planta Nueva ----- 0,09

Planta Vieja ----- 0,01

Por lo que podemos decir que ambos métodos son igualmente confiables y dan resultados positivos ya que la molibilidad en - Planta Nueva debe ser mayor ya que el mineral posee características más blandas que el procesado en Planta Vieja.

De los resultados anteriores vamos a obtener un promedio y se observa que no se diferencian mucho de los dos valores obtenidos.

Ki_{pn} (promedio) = 1,38

Ki_{pv} (promedio) = 0,78

f) Determinación de la capacidad básica específica a escala industrial.

Según:

$$q = \frac{Q (\beta - \alpha)}{V} \quad (\text{ton/hm}^3). \text{ Texto \# 1}$$

donde:

q -- capacidad específica (ton/m³h)

Q -- capacidad del molino (ton/h)

β -- contenido de la clase -0.074 mm en el producto molido.

α -- contenido de la clase -0.074 mm en el producto alimentado.

V -- volumen interior del molino (m³).

Para ello fue necesario muestrear durante varios turnos de trabajo en la alimentación del molino. Para determinar alfa se utilizaron las tablas 18,19 y 20. Para la determinación de los valores de beta se tomaron valores promedios - de 5 meses según el muestreo para el control de finesa realizado por la planta según el modelo RM-2.

Se tomaron las productividades industriales existentes :

$$Q_{pv} \text{ (promedio) } = 16.136 \text{ ton/h}$$

$$Q_{pn} \text{ (promedio) } = 39,033 \text{ ton/h}$$

Texto # 5.

$$Q_{um} \# 7 = 28 \text{ ton/h.}$$

Estos valores obtenidos en la práctica se corresponden - con los valores de capacidad operativa actual de los molinos según balance de material realizado en la planta.

Para la um # 7

$$q = 1,792 \text{ ton/m}^3 \text{ h.}$$

Sólo se determinó este valor de q ya que va a ser utilizado como patrón a continuación y el q de Planta Vieja y - Planta Nueva se determinará por la fórmula de RAZUMOV.

Las características de estos molinos aparecen en las tablas del texto #8.

Las características actuales de los molinos son:

Planta Nueva	Planta Vieja
= 20 rpm	= 20 rpm
carga de bolas	carga de bolas
16 ton de 40 mm	7 ton de 50 mm
16 ton de 32 mm	6 ton de 40 mm
motor-400 HP	4 ton de 32 mm
VTR - 42880 m ³ /min	motor - 250 HP

Ambos trabajan en régimen combinado . El diámetro máximo alimentado a ambas plantas está en el rango de 3-4 mm. El promedio de diámetro según trituradores de martillos primarios y secundarios instalados es de 3,81 mm. Se utiliza un coeficiente de llenado cercano al 30 % del volumen del molino y las bolas utilizadas son de acero con peso específico de 7,8g/cm³

Para el cálculo de la capacidad específica según RAZUMOV se parte de molinos que trabajan en condiciones similares. Por lo que aquí vamos a hacer una comparación entre los diferentes tipos de molinos existentes en la planta y vamos a tomar como patrón para comparar el molino de la unidad # 7 por ser el más productivo, estable y poseer un sistema de barrido más eficiente. Todo esto se va a realizar con el fin de obtener una capacidad por unidad de planta Q más real y actualizada que responda al balance material realizado.

$$q_2 = q_1 K_i K_k K_d K_t.$$

Estos términos ya fueron explicados en la introducción del capítulo.

Como que :

$$q_1 = q_{um} \# 7 = q_p = 1,792 \text{ t/m}^3 \text{ h.}$$

Entonces para la determinación de q de Planta Vieja se tomó:

$K_t = 1$
 $K_i = 0,78$
 $K_k = 1,02$
 $K_d = 0.943$

Estos valores se determinaron según tabla - # 29 del texto 1 para los datos del molino tomado como patrón y el molino de Planta Vieja.

$$q_2 = q_1 K_i K_k K_d K_t$$

$$= 1,792 \times 0,78 \times 1,02 \times 0,943 \times 1.$$

$$\underline{q_2 = 1,344 \text{ ton/m}^3\text{h.}} \quad \text{Planta Vieja.}$$

Esta unidad patrón utilizada para obtener la q de Planta Vieja también va a ser utilizada para comparar y obtener la q de Planta Nueva.

$$q_3 = q_1 K_i K_k K_d K_t.$$

$q_1 = 1,792$
 $K_i = 1,38$
 $K_k = 1,005$
 $K_d = 1$
 $K_t = 1$

Estos valores se determinaron según tabla # 29 del Texto # 1 para los datos del molino tomados como patrón y el molino de Planta Nueva.

$$q_3 = q_1 K_i K_k K_d K_t$$

$$= 1,792 \times 1,38 \times 1,005 \times 1 \times 1$$

$$\underline{q_3 = 2,485 \text{ ton/m}^3\text{h.}} \quad \text{Planta Nueva.}$$

Partiendo de estos valores de capacidad básica específica determinados para cada planta y que se pueden tomar como más actuales y precisos ya que se utilizó para ellos el coeficiente de molibilidad calculado en el molino de laboratorio con el mineral real que procesan los cuales tienen grosor similar, - diámetros de bolas similares e igual coeficiente llenado.

Para calcular el rendimiento de las unidades de molienda se utilizó la siguiente ecuación.

$$\text{Para Planta Vieja } Q_2 = \frac{q_2 V_2}{2-2} \quad (\text{t/h}) \text{ Texto \# 1}$$

$$Q_2 = \frac{(1,344 \times 6,798)}{(0,76 - 0,11)} = \underline{\underline{14,056 \text{ t/h}}}$$

$$\text{Para Planta Nueva } Q_3 = \frac{q_3 V_3}{3-3} \quad (\text{T/h}) \text{ Texto \# 1}$$

$$Q_3 = \frac{(2,485 \times 10)}{(0,81 - 0,23)} = \underline{\underline{42,844 \text{ t/h}}}$$

Con estos rendimientos de molienda obtenidos por plantas vemos que la capacidad de molienda se puede determinar.

$$Q_{um \# 7} = 28 \text{ t/h} = 672 \text{ t/d}$$

$$Q_{pv} = 16,186 \text{ t/h} = 1012,032 \text{ t/d}$$

$$Q_{pn} = 39,033 \text{ t/h} = 3085,128 \text{ t/d}$$

$$\underline{\underline{Q_{total} = 4769,16 \text{ t/d}}}$$

Según el balance de material realizado de dos meses en la planta secaderos y molinos el mineral pasado por moliendas de 4009,84 t/d. Comparando con lo anteriormente calculado nos da una diferencia de 759,32 t/d, lo cual demuestra que la planta está en condiciones de aumentar su capacidad de molienda en dependencia de los parámetros actuales. En la planta se procesan valores diarios aproximados de hasta 7000 t/d.

Capítulo IV. Conclusiones y Recomendaciones.

El trabajo de diploma está fundamentado o desarrollado principalmente en el Capítulo III Epígrafe 3.3. sin que los epígrafes 3.1 y 3.2 se consideren menos importante:

Conclusiones:

- 1.- El zarandeo demostró que la gran cantidad de mineral alimentado sobre tamaño provoca tupición, roturas en los paños y afecta directamente la eficiencia.
- 2.- El tonelaje alimentado y las características del mineral son actualmente inestables lo que provoca variaciones tan grandes en la eficiencia de los separadores SA-7 y SA -8 .
- 3.- La molibilidad determinada corresponde realmente al mineral que procesan los molinos con todas sus características ya que fue tomado en la alimentación de ésta y realizada en la misma planta.
- 4.- Cuando se utilice el Scalping a escala industrial la capacidad general de la planta aumentará.
- 5.- La determinación de la carga circulante óptima es fundamental para el conocimiento y determinación del tiempo de retención del mineral en el molino y conocer en que proporción varía la capacidad de la planta al variar la molibilidad del mineral.
- 6.- El esquema más efectivo para la molienda seca de este tipo de mineral resulta el esquema empleado en la um #7; y que si se utilizara en Planta Nueva haría más efectiva la molienda en la misma.

Recomendaciones:

- 1.- Revisión periódica de la zaranda en función de las necesidades reales planteadas por la operatividad de la planta - de alimentar del depósito interior del mineral.
- 2.- Revisión de las cribas fijas de los alimentadores del depósito exterior y regulación de las aberturas de los rodillos primarios del mineral húmedo alimentado a secaderos.
- 3.- Realizar un estudio que permita reparar o hacer que los separadores SA-7 y SA-8 sean más efectivos en función de posibles variaciones en la alimentación y características de la carga procesada.
- 4.- Que el coeficiente de llenado utilizado por los molinos - se disminuya o se utilicen bolas de densidad del acero - menor ;
- 5.- Se comparen los nuevos resultados que permitan establecer diferencias reales en la metodología empleada y determinar si dichas diferencias de resultados está dada - por : diámetros de bolas empleadas, proporción de estas y régimen de molienda.
- 6.- Realizar a escala de laboratorio pruebas de todos los parámetros mencionados en el punto 4 de estas recomendaciones para llevarlos a escala industrial en lo posible.
- 7.- Proponemos la realización de un estudio del sistema de transporte neumático de la um # 7 con vistas a podermo aplicar en Planta Nueva o un sistema que de iguales resultados, ya que la sustitución de la unidad completa es muy costosa. Esto implicaría la determinación de la capacidad óptima del transporte neumático realizado por los VTR (ventiladores de recirculación).

BIBLIOGRAFIA.

- 1.- Andréiev S.E, Perov V.A. , Zverievich V.V.
Trituración, Desmenuzamiento y Cribado de los minerales
Editorial MIR 1980.
- 2.- Fonts G. Trabajo # 14 de Secaderos (Nicaro).
- 3.- Guerra Ch. D. Trabajos de Diplomas # 112 (I.S.M.M.)
- 4.- Roviras y Milanés. Trabajo # 9 de Secaderos (Nicaro)
- 5.- Rondón . O. Trabajo de Diploma # 29 (Nicaro).
- 6.- RazumovK.A. Proyectos de Plantas de Beneficio.
Editorial Nedra. Moscú 1965 (en Ruso).
- 7.- Suarez. O. Trabajo de Diploma (I.S.M.M.).
- 8.- Taggart F. Arthur, Handbook of mineral dressing. Tomo I
- 9.- Universal Road Machinery Co.
Factory and Laboratory. Kington. N.Y. In Canadad.
Walson-Jack Hopkins L.T.D. Montreal (Catálogo) Inglés.

I. S. M. M.

TRABAJO DE DIPLOMA

Hoja

Facultad: METALURGIA-ELECTROMECHANICA

No.

TABLAS

Tabla # 1

Clases (mm)	Alimentado	Retenido.
+ 12,5	259,4	455,7
+ 6,35	36,2	473,7
+ 2	110,3	45

Tabla # 2

Clases (mm)	Alimentado	Retenido.
+ 12,5	132,3	655,5
+ 6,35	33,9	296,5
+ 2		

Tabla # 3

Clases (mm)	Alimentado	Retenido.
+ 12,5	97,9	846,6
+ 6,35	60	118,5
+ 2		

Tabla # 4

Clases (mm)	Alimentado	Retenido.
+ 12,5	673	730,1
+ 6,35	22,1	231,5
+ 2		

Tabla # 5

Clases (mm)	Alimentado	Retenido.
+ 12,5	78,2	588
+ 6,35	81,4	350,9
+ 2		

Tabla # 6

Clases (mm)	1er paño		2° paño	
	Alimentado	Retenido	Alimentado	Retenido.
+ 12,5	101,1	655,5	0	348,7
+ 6,35	36	296,5	6	397,8

Tabla # 7

Clases (mm)	1er paño		2° paño	
	Alimentado	Retenido	Alimentado	Retenido.
+ 12,5	167,6	846,6	0	208,2
+ 6,35	42,1	118,5	15	405,2
+ 2				

Tabla # 8

Clases (mm)	1er paño		2° paño	
	Alimentado	Retenido	Alimentado	Retenido.
+ 12,5	23	730,1	0	27,8
+ 6,35	25,1	231,5	2,8	395,5

Tabla # 9

Clases (mm)	1er paño		2° paño	
	Alimentado	Retenido	Alimentado	Retenido.
+ 12,5	327,8	588	0	69,5
+ 6,35	75,4	350,9	9	182,7

Tabla # 10

Clases en mm	Alim		SA - 7		SA - 8	
	%	Fino %	grueso %	Fino %	grueso %	
+ 2,0	9,2	-	10,3	-	29,2	
+ 0,84	20,8	-	26,4	-	39,6	
+ 0,149	24,4	3,9	32	1,3	17,3	
+ 0,074	9,8	12,9	8,9	4,0	3,1	
- 0,074	85,8	83,2	22,4	94,7	10,2	

Tabla # 11

Clases en mm	Alim		SA - 7		SA - 8	
	%	Fino %	grueso %	Fino %	grueso %	
+ 2.0	13,3	-	20,0	-	11,8	
+ 0.84	21,4	-	26,1	-	24,4	
+ 0.149	15,2	1,7	14,2	1,5	17,2	
+ 0.074	9,4	8,9	7,0	9,9	5,6	
- 0.074	40,7	89,4	27,7	88,6	31,0	

Tabla # 12

Clases en mm	Alimentado %	SA - 7		SA - 8	
		Fino %	Grueso %	Fino %	Grueso %
+ 2,0	7,6	-	22,5	-	22
+ 0,84	16,1	-	43,0	-	49,5
+ 0,149	15,9	4,4	16,7	1,9	18,9
+ 0,149	7,7	8,5	3,1	6,1	1,4
- 0.074	52,7	87,1	14,7	92,0	17,2

Tabla # 13

Clases en mm	Alimentado %	SA - 7		SA - 8	
		Fino %	grueso %	Fino %	grueso %
+ 2,0	7	-	11	-	7,5
+ 0,84	15,4	-	26,7	-	17,9
+ 0.149	14,9	2,0	18,4	1,4	18,8
+ 0.074	10,3	8,3	5,7	7,9	9,0
- 0,074	52,4	84,7	38	90,7	46,8

Tabla # 14

Clases en mm	Alimentado %	SA - 7		SA - 8	
		Fino %	Grueso %	Fino %	Grueso %
+ 2,0	4,2	-	8,7	-	7,7
+ 0,84	15,6	-	28,6	-	20
+ 0,149	20,0	2,7	24,8	2,4	24,5
+ 0.074	12,4	10,3	7,9	10	9,1
- 0.074	57,2	87	30,0	87,6	38,7

Tabla # 15

Clases en mm	Alimentado %	SA - 7		SA - 8	
		Fino %	Grueso %	Fino %	Grueso %
+ 2,0	6,3	-	17,0	-	8,7
+ 0,84	16,0	-	29,9	-	18,6
+ 0,149	19,4	2,3	24,2	2,0	24,0
+ 0,074	9,2	9,8	7,2	7,2	9,8
- 0,074	49,1	88,9	21,7	90,8	38,9

Tabla # 16

Clases en mm	Alimentado %	SA - 7		SA - 8	
		Fino %	Grueso %	Fino %	grueso %
+ 2,0	8,6	-	8,6	-	8.0
+ 0,84	17,8	-	20,2	-	18,7
+ 0.149	20,7	3,4	20,2	2,9	24,4
+ 0.074	10	8,7	10,0	8,3	9,6
- 0.074	52,9	87,9	41,0	88,3	39,3

Tabla # 17

Clases en	Alimentado %	SA - 7		SA - 8	
		Fino %	Grueso %	Fino %	grueso %
+ 2,0	6,5			-	8,4
+ 0,84	16,0			-	20,0
+ 0,149	19,9			3,7	24,8
+ 0,074	10			7,5	10,0
+ 0,074	47,6			88,8	36,8

Tabla # 18

Clases mm	Alimenta- do %	Composición del molido %				
		5	7,5	12,5	17,5	20
+ 6,35	8,5	-	-	-	-	-
+ 2,00	29	-	-	-	-	-
+ 0,149	43	46	41	40	23	16
+ 0,074	6,5	21	15	13	16	17
- 0,074	13	33	44	47	61	67
Total	100	100	100	100	100	100

Tabla # 19

Clases mm	Alimenta- do %	Composición del molido %				
		5	7,5	12,5	17,5	20
+ 6,35	2	-	-	-	-	-
+ 2,00	13	-	-	-	-	-
+ 0,149	53	36	27	22	15	12
+ 0,074	9	14	13	13,5	11	11
- 0,074	23	50	60	64,5	74	77
Total	100	100	100	100	100	100

Tabla # 20

Clases mm	Alimenta- do %	Composición del molido %				
		5	7,5	12,5	17,5	20
+ 6,35	2	-	-	-	-	-
+ 2,00	18	-	-	-	-	-
+ 0,149	62	58	50	38	28	23
+ 0,074	7	14	16	19	21	22
- 0,074	11	28	34	43	51	55
Total	100	100	100	100	100	100

Tabla# 21

Clases en mm	% de retenido. Q	t minutos	log t	$\frac{Q_0}{Q}$	log $\frac{Q_0}{Q}$	log (log $\frac{Q_0}{Q}$)
+ 0.149	46,0	5	0.69897	1.891	0,276692	-0.5580041
+ 0.074	67	5	0.69897	1.298	0.113275	-0.9458674
+ 0.149	41	7,5	0.8750612	2,121	0.326541	-0.4860627
+ 0.074	56	7,5	0.8750612	1.553	0.191171	-0.718577
+ 0.149	40	12,5	1.09691	2,175	0.337459	-0.4717786
+ 0.074	53	12,5	1.09691	1,641	0.215109	-0.6673423
+ 0.149	23	17,5	1.243038	3,782	0.577722	-0.2382813
+ 0.074	39	17,5	1.243038	2.230	0.348305	-0.4580404
+ 0.149	16	20	1.301030	5,437	0.735359	-0.1335003
+ 0.074	33	20	1.301030	2.636	0.420945	-0.3757741

Tabla # 22

Clases en mm	% de retenido Q	t minutos	log t	$\frac{Q_0}{Q}$	log $\frac{Q_0}{Q}$	log(log $\frac{Q_0}{Q}$)
+ 0.149	36	5	0,698970	2,138	0.330008	- 0.4814758
+ 0.074	50	5	0.698970	1.540	0.187521	- 0.7269507
+ 0.149	27	7,5	0.875061	2,851	0,454997	- 0,3419912
+ 0.074	40	7,5	0.875061	1.925	0,284431	- 0,5460234
+ 0,149	22	12,5	1.096910	3,500	0,544068	-00,2643467
+ 0.074	35,5	12,5	1.096910	2,169	0,336260	- 0,4733253
+ 0,149	15	17,5	1.243038	5,133	0.710371	- 0,1485145
+ 0,074	26	17,5	1.243038	2,961	0.471438	- 0,3265749
+ 0.149	12	20	1,301030	6,416	0,807264	- 0,0929841
+ 0,074	23	20	1,301030	3,347	0,524656	- 0,2801255

Tabla # 23

Clases en mm	% de retenido Q	t minutos	log t	$\frac{Q_0}{Q}$	log $\frac{Q_0}{Q}$	log (log $\frac{Q_0}{Q}$)
+ 0,149	58	5	0,698970	1,534	0,185825	- 0,7308948
+ 0,074	72	5	0,698970	1,236	0,092018	- 1,036125
+ 0,149	50	7,5	0,875061	1,730	0,250420	- 0,6013309
+ 0,074	66	7,5	0,875061	1,348	0,129690	- 0,8870941
+ 0,149	38	12,5	1,096910	2,342	0,369587	- 0,4322833
+ 0,074	57	12,5	1,096910	1,561	0,193403	- 0,7135371
+ 0,149	28	17,5	1,243038	3,178	0,502154	- 0,2991631
+ 0,074	49	17,5	1,243038	1,816	0,259116	- 0,586506
+ 0,149	23	20	1,301030	3,869	0,587599	- 0,2309191
+ 0,074	45	20	1,301030	1,977	0,296007	- 0,5286985

Tabla # 24

C (%)	$\frac{C+1}{C}$	$\ln \frac{C+1}{C}$	$\frac{\ln \frac{C+1}{C}}{K_3}$	$\ln \frac{\ln \frac{C+1}{C}}{K_3}$	$\ln \frac{\ln \frac{C+1}{C}}{\frac{C}{m_3}}$	t min
50	3	1.098612	41,000645	3,713587	4,141726	62,91
70	2,42	0,887303	33,114506	3,499971	3,903482	49,57
75	2,33	0,847297	31,621491	3,453837	3,852028	47,08
80	2,25	0,810930	30,264436	3,409966	3,803100	44,84
85	2,17	0,777704	29,024242	3,368131	3,756442	42,79
90	2,11	0,747214	27,886337	3,328136	3,711836	40,92
100	2	0,693147	25,868526	3,253027	3,628067	37,63
150	1,66	0,510825	19,064214	2,947813	3,287665	26,78
200	1,5	0,405465	15,152118	2,716819	3,030040	20,69

Tabla # 25

C (%)	$\frac{C+1}{C}$	$\ln \frac{C+1}{C}$	$\ln \frac{\frac{C+1}{C}}{K_2}$	$\ln \frac{\ln \frac{C+1}{C}}{K_2}$	$\ln \frac{\ln \frac{\frac{C+1}{C}}{K}}{m_2^2}$	t min
50	3	1,098612	19,343463	2,962354	3,991530	54,13
70	2,42	0,887303	15,622910	2,748738	3,703700	40,59
75	2,33	0,847297	14,918529	2,702604	3,641538	38,15
80	2,25	0,810930	14,278197	2,658733	3,582426	35,96
85	2,17	0,777704	13,693187	2,616898	3,526056	33,98
90	2,11	0,747214	13,156341	2,576903	3,472167	32,20
100	2	0,693147	12,204369	2,501794	3,370963	29,10
150	1,66	0,510825	8,994200	2,196580	2,959712	19,29
200	1,5	0,405465	7,139098	1,965586	2,648467	14,13

I. S. M. M.

TRABAJO DE DIPLOMA

Facultad: METALURGIA - ELECTROMECHANICA

Hoja

No. 77

Tabla # 26

C (%)	$\frac{C+1}{C}$	$\ln \frac{C+1}{C}$	$\frac{\ln \frac{C+1}{C}}{K_1}$	$\ln \frac{\ln \frac{C+1}{C}}{K_1}$	$\frac{\frac{\ln \frac{C+1}{C}}{\ln K}}{\bar{m}_1}$	t min
50	3	1,098612	45,124948	3,809435	4,609662	100,45
70	2,42	0,887303	36,445543	3,595819	4,351174	77,56
75	2,33	0,847297	34,802343	3,549684	4,295348	73,35
80	2,25	0,810930	23,308560	3,505814	4,242262	69,56
85	2,17	0,777704	31,943833	3,463979	4,191639	66,13
90	2,11	0,747214	30,691464	3,423984	4,143243	63,00
100	2	0,693147	28,470672	3,348874	4,052354	57,53
150	1,66	0,510825	20,981886	3,043659	3,683024	39,76

Características técnicas del molino empleado (Marca -40 M).

Tabla # 27

1.- Dimensiones del molino (D X L);m -----	0,0244 x 0,091.
2.- Número de revoluciones de trabajo;rpm -----	73
3.- Número de revoluciones críticas; rpm -----	85
4.- Volúmen interior; dm ³ -----	6,736.
5.- Peso del mineral; kg -----	1
6.- Coeficiente de llenado; % -----	30

Tabla # 28

Clave:	Descripción de la muestra	Lugar de toma	Total del com-pósito	inter- valo.	Frecuencia del compó-sito.	Análi-sis	Norma	UM	Objetivos de la muestra.
D-10	Mineral húmedo a secaderos.	Después de la trituradora - primaria.	2 kg (4,5 lbs) aprox.	1 hora	1/turno	H ₂ O	25-28	%	Controlar a- alimentación- a secaderos- y consumo de petróleo.
D-20	Mineral secado	Electroimán - de correas ca- lientes	2 kg (4,5 lbs) aprox.	1 hora	1/turno	H ₂ O	4-5	%	Controlar a- gua del mine- ral a moler- y consumo de petróleo.
G-20	Mineral de PV - de molienda.	Bombas Fuller de PV.	2 kg (4,5 lbs) aprox.	1 hora	1/turno	Ni Fe +0,147mm 19 +0,074mm 10 -0,074mm 89		% % % % %	Conocer la - calidad del- mineral envia- do a los silos
G-40-1 2 3	Descarga de los separadores de PV	Descarga de - cada separa - dor.	1 kg (2,2 lbs) aprox.	2 horas	1/turno	Ni Fe H ₂ O +0,147mm 13 +0,074mm 12 -0,074mm 75		% % % % % %	Controlar la fuerza del - mineral moli- do y calidad del producto.
G-60	Mineral de PN - de molienda.	Bomba Fuller- de PN.	2 kg (4,5 lbs) aprox.	1 hora	1/turno	Ni Fe H ₂ O +0,147 mm 7 +0,074mm 10 -0,074mm 86		% % % % % %	Conocer la - calidad del- mineral en - viado a los- silos.

Facultad: METALURGIA-ELECTROMECANICA

I. S. M. M.

TRABAJO DE DIPLOMA

No.

Hoja

Cont Tabla # 28

Clave:	Descripción de la muestra.	Lugar de toma	Total del compuesto.	Intervalo.	Frecuencia del compuesto	Análisis	Norma	UM	Objetivo de la muestra.
G-65-4 5 6	Descarga de los separadores de PN	Descarga de cada separador.	1 kg (2,2 lbs) aprox.	2 horas	1/turno	+6,35mm +0,147mm +0,074mm -0,074	7 10 83	% % %	Controlar la operación de los separadores 4,5,y6 y la calidad del producto molido.
G-70	Descarga de los molinos E y F	Descarga de los elevadores E y F.	1 kg (2,2 lbs) aprox.	2 horas	1/turno	+6,35mm +0,147mm +0,074mm -0,074mm	1 45 9 45	% % %	Conocer la fineza y estado de los molinos.
G-75	Descarga de los molinos G y H.	Descarga de los elevadores G y H.	1 kg (2,2 lbs) aprox.	2 horas	1/turno	+6,35 mm +0,147mm +0,074mm -0,074mm	38 12 50	% % %	Conocer la fineza y estado de los molinos.
G-80-7 8	Descarga de los separadores de PN	Descarga de cada separador.	1 kg (2,2 lbs) aprox.	2 horas	1/turno	+0,147mm +0,074mm -0,074mm	4 10 86	% % %	Controlar la granulometría del producto final y la operación de los separadores.
G-90	Descarga de los sinfines G y H.	Descarga de cada sinfin.	1 kg (2,2 lbs) aprox	2 horas	1/turno	+6,35mm +0,147mm +0,074mm -0,074mm	2 35 10 40	% % %	Conocer la granulometría del mineral alimentado a los molinos para determinar conjuntamente con el análisis de la G-75 su estado y eficiencia.

I. S. M. M.

TRABAJO DE DIPLOMA

Hoja

Facultad: METALURGIA-ELECTROMECHANICA

No.

GRAFICAS

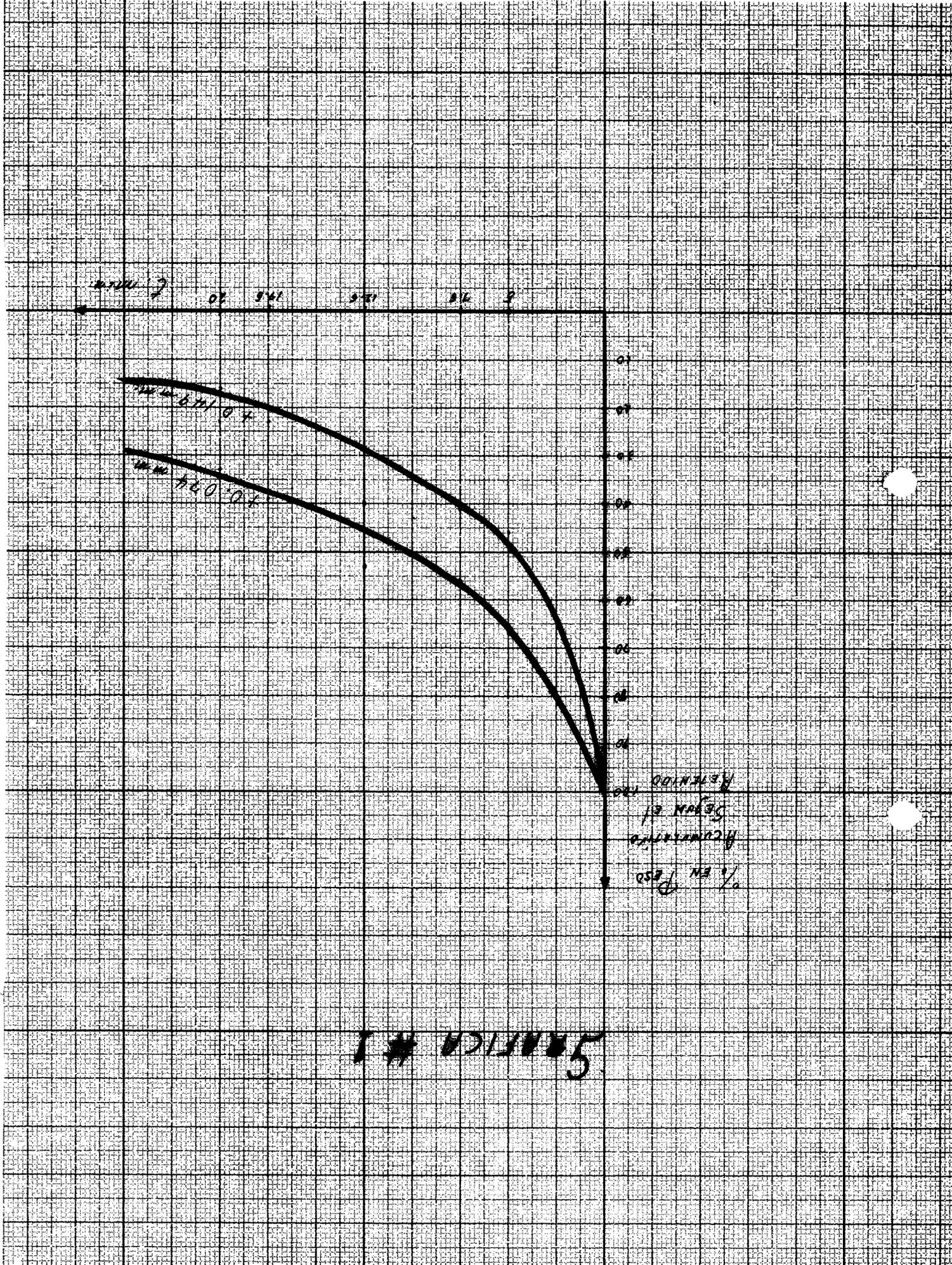
2.00 1.50 1.00 0.50 0

4.00 3.00 2.00 1.00 0

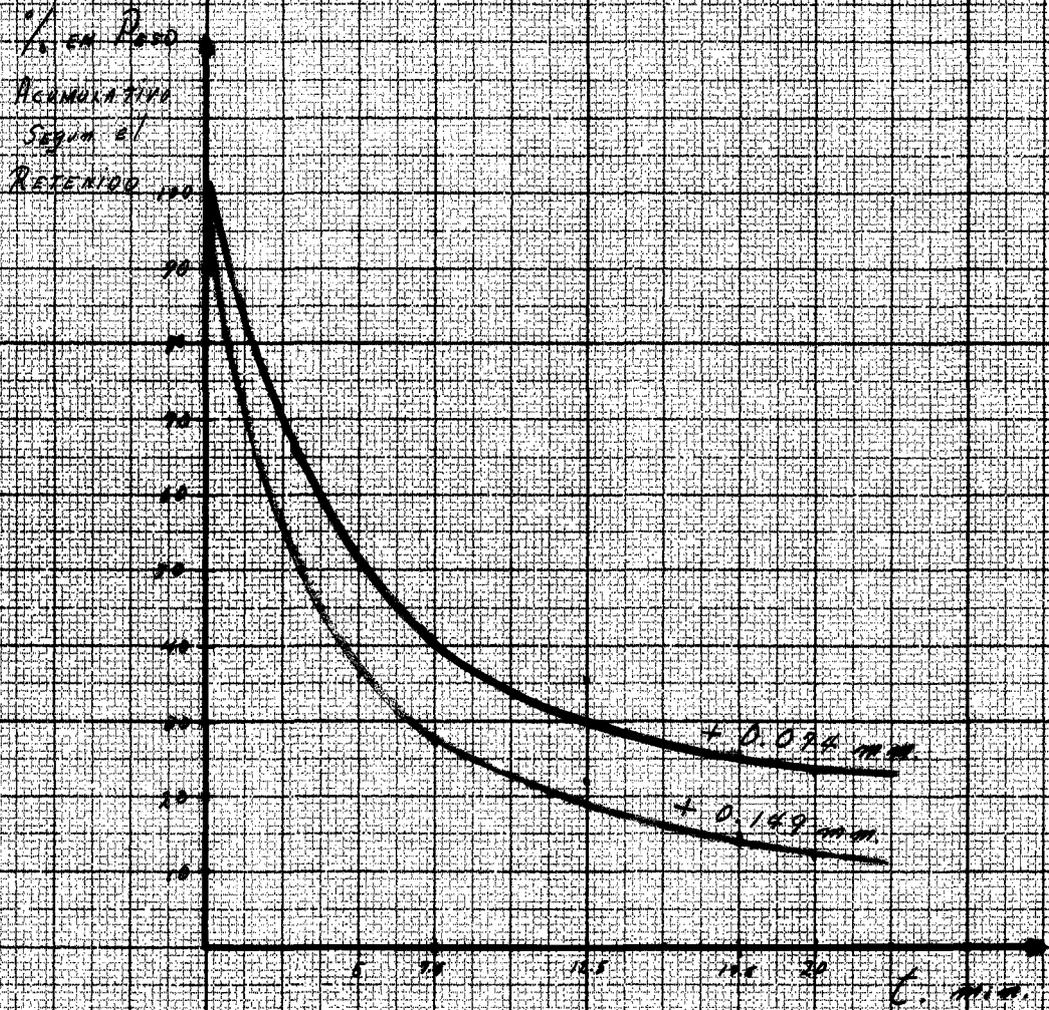
0.1
0.2
0.3
0.4
0.5
0.6
0.7
0.8
0.9
1.0

ACUMULADO
SEGUN EL
MOMENTO

5.00 4.00 3.00 2.00 1.00 0



GRAFICA # 2

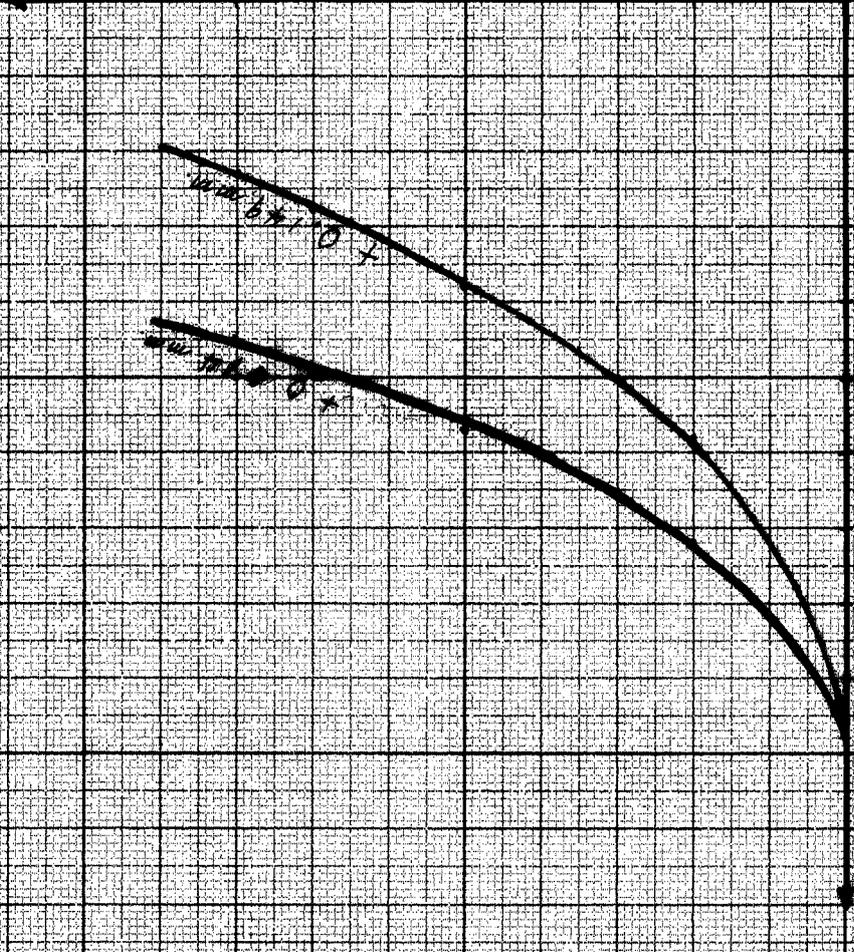


$t, m.s.$

$0.137 \pm$
 $0.140 \pm$

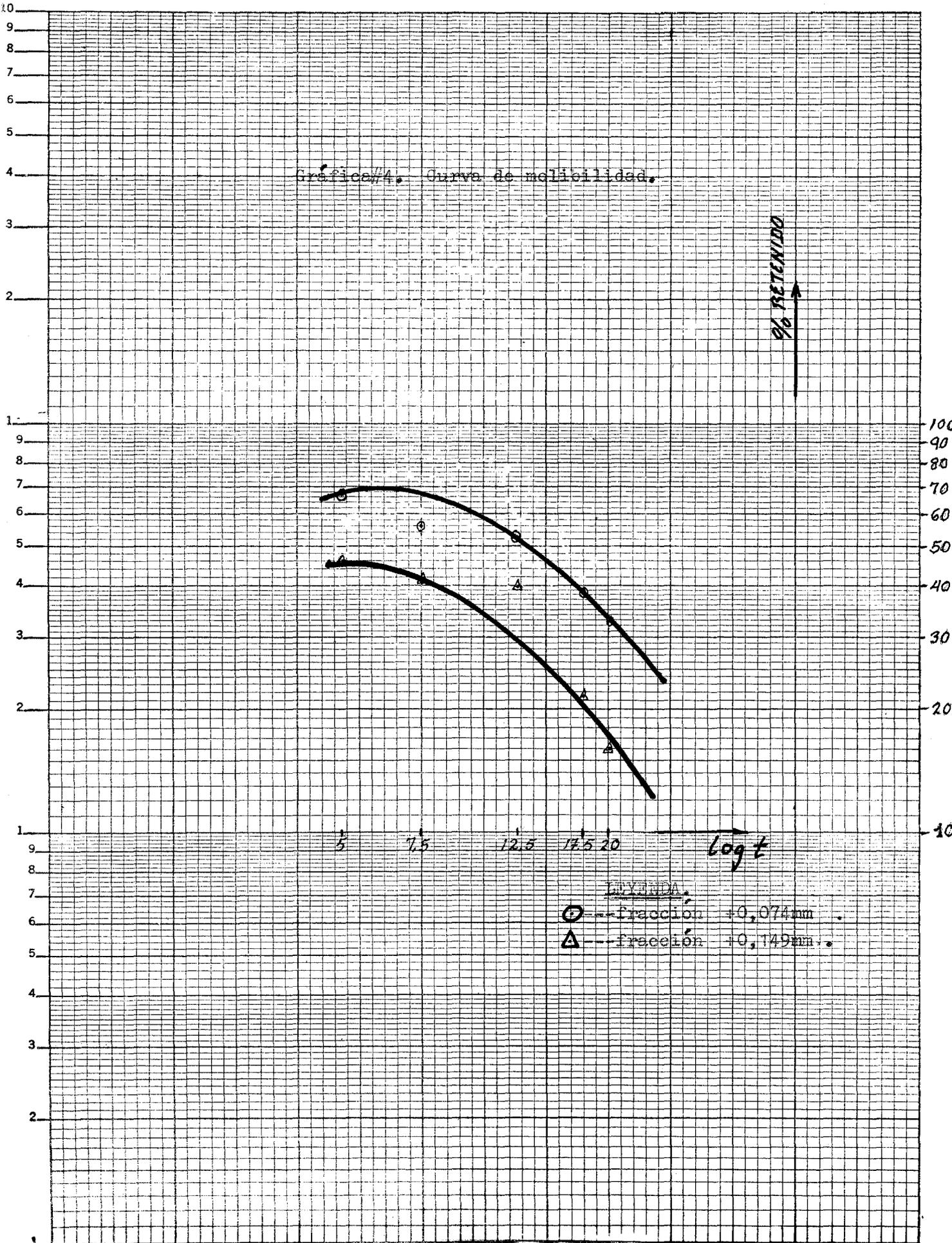
% en peso
Acido
sobre el Acido

GRAFICA # 3



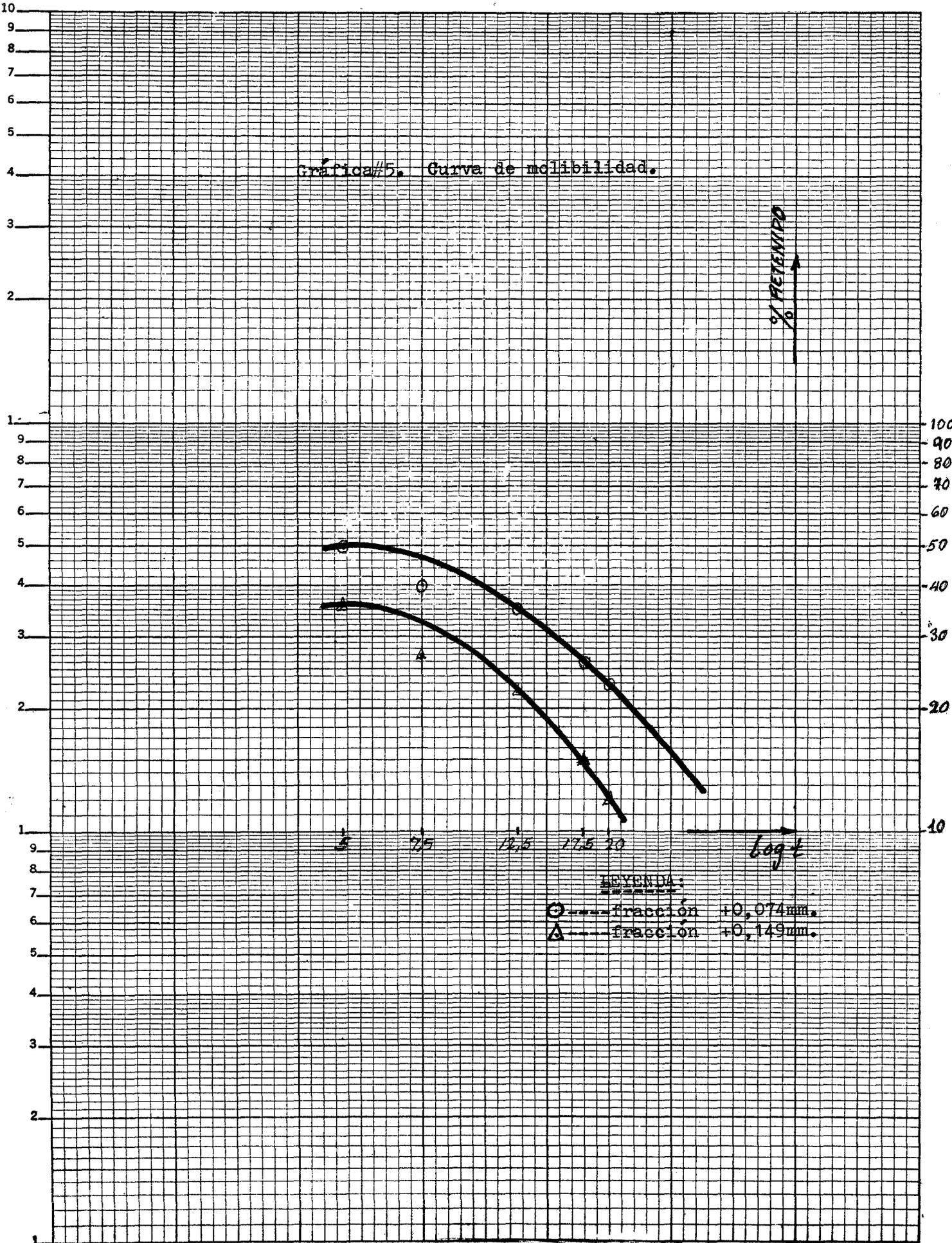
Semi-Logarithmic
3 Cycles X 10 to the inch

Gráfica #4. Curva de movilidad.

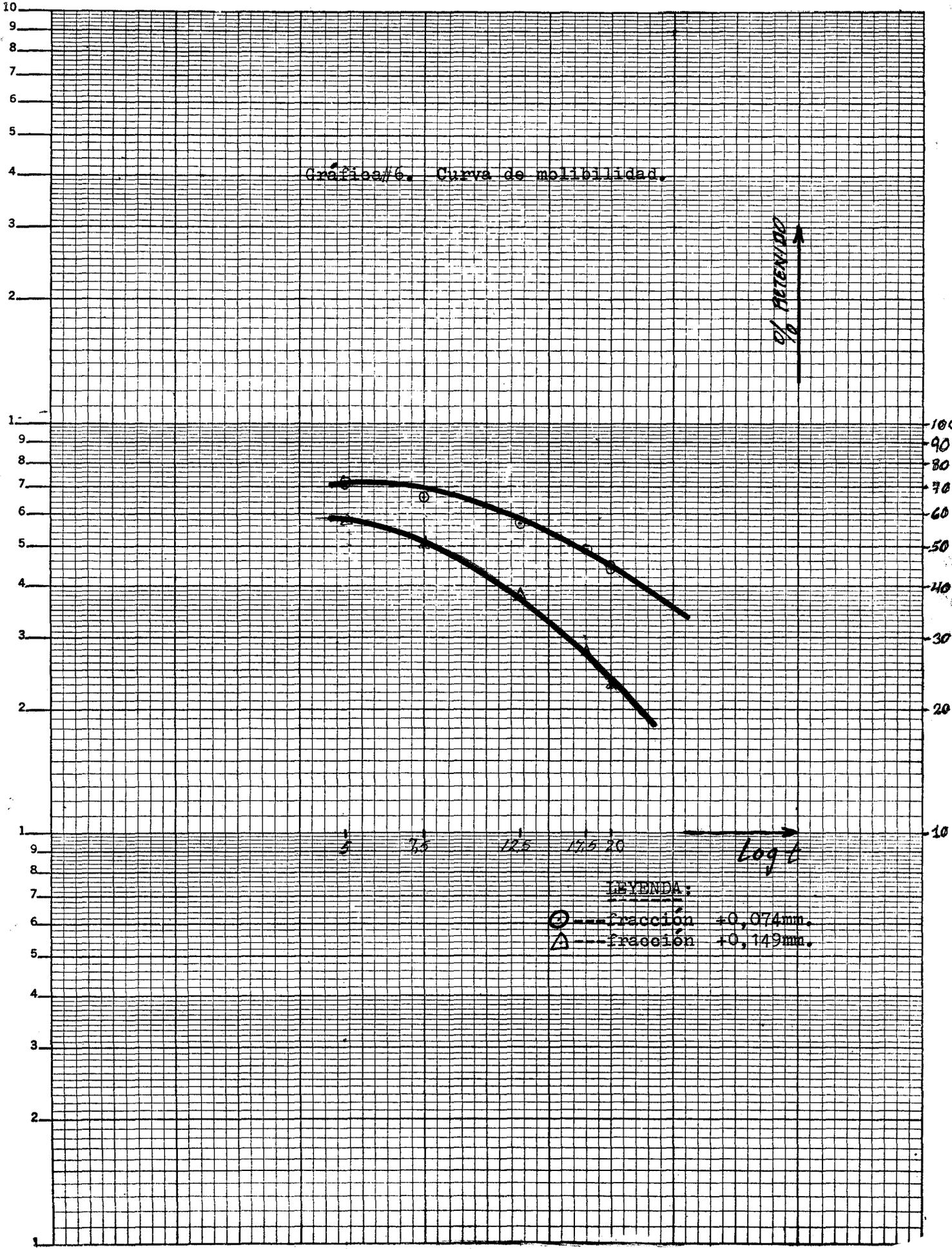


Semi-Logarithmic
3 Cycles X 10 to the inch

Gráfica #5. Curva de movilidad.

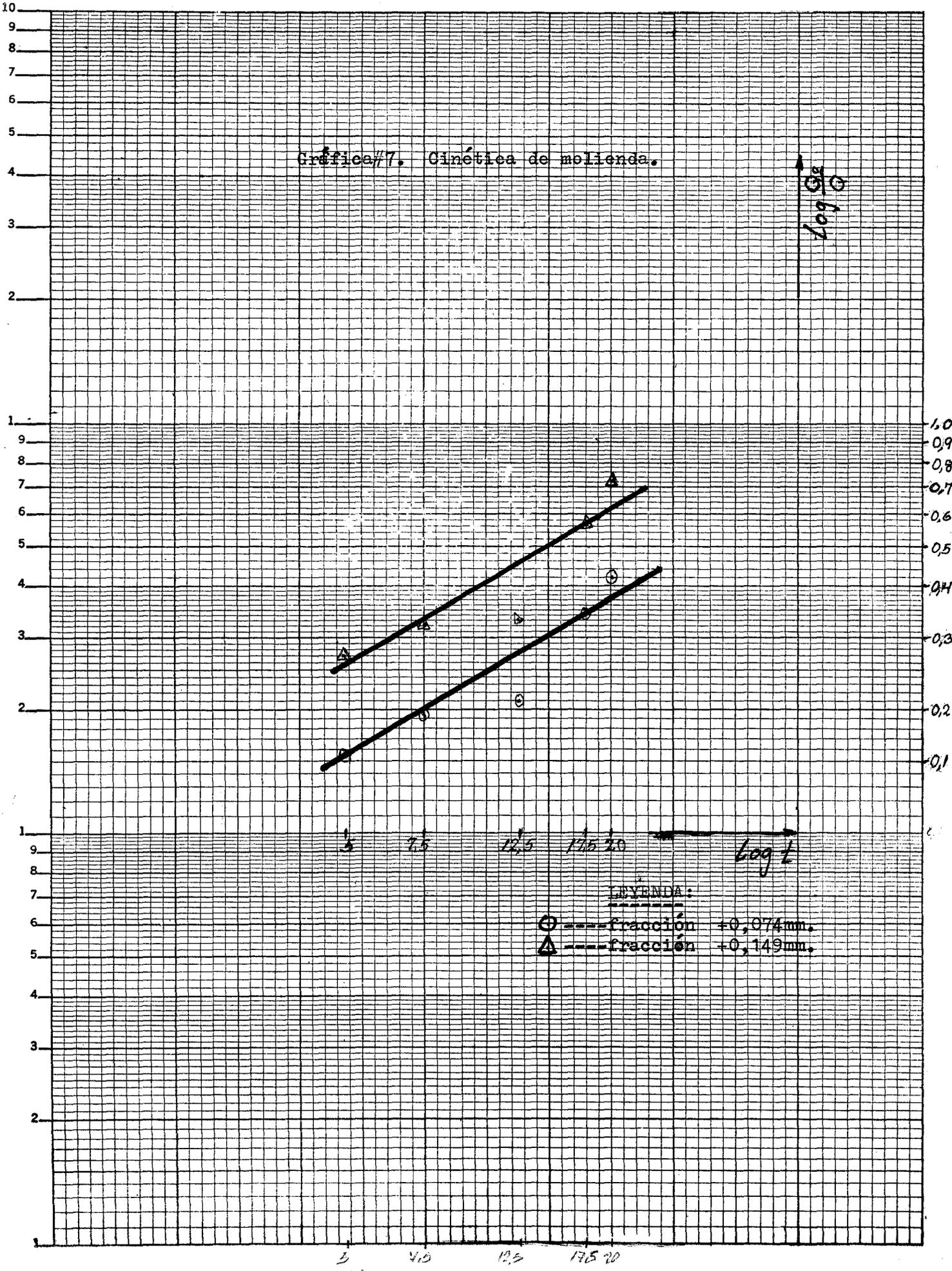


Semi-Logarithmic
3 Cycles X 10 to the inch



Semi-Logarithmic
3 Cycles X 10 to the inch

Gráfica #7. Cinética de molienda.

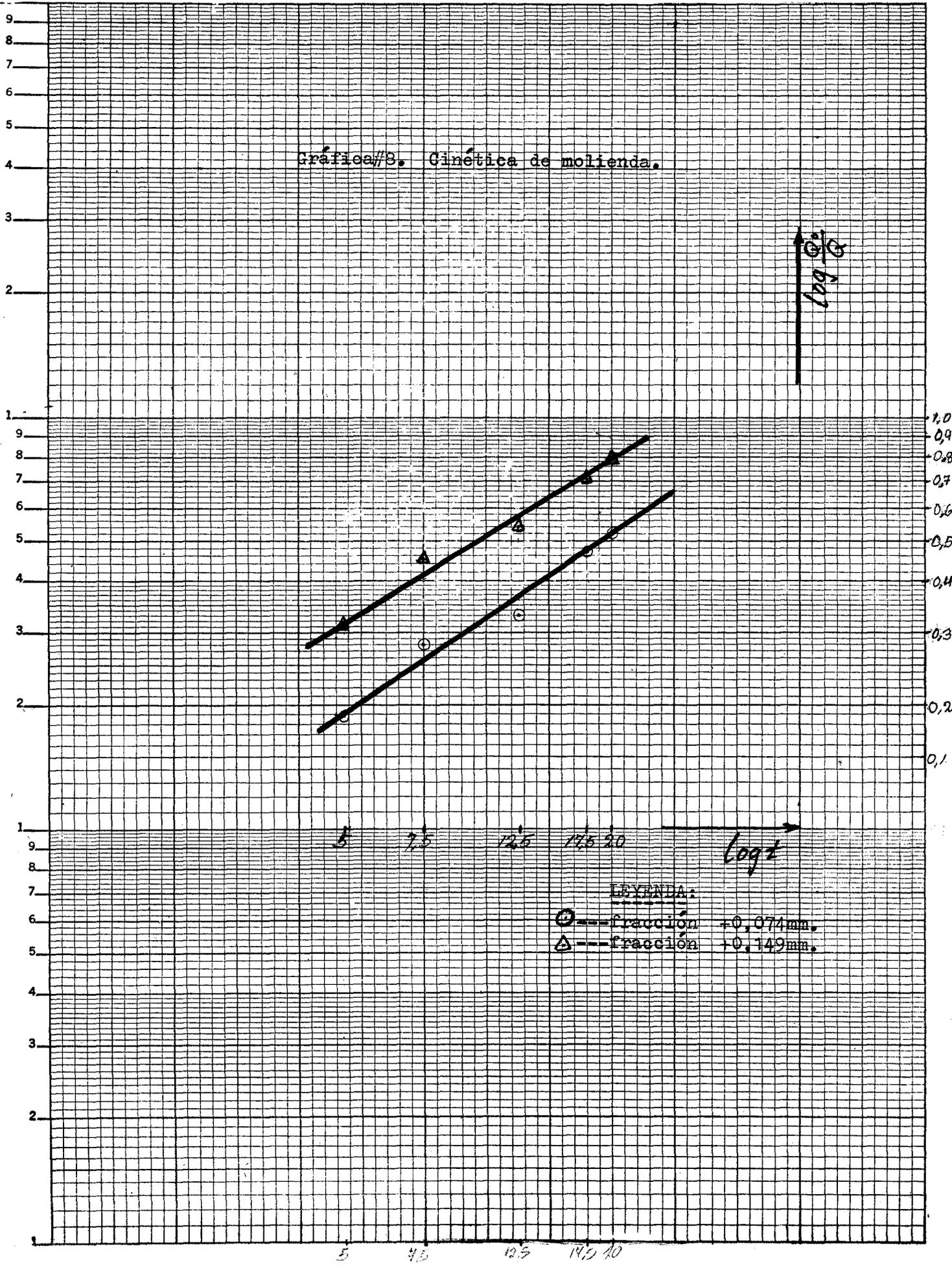


LEYENDA:

- --- fracción +0,074mm.
- △ --- fracción +0,149mm.

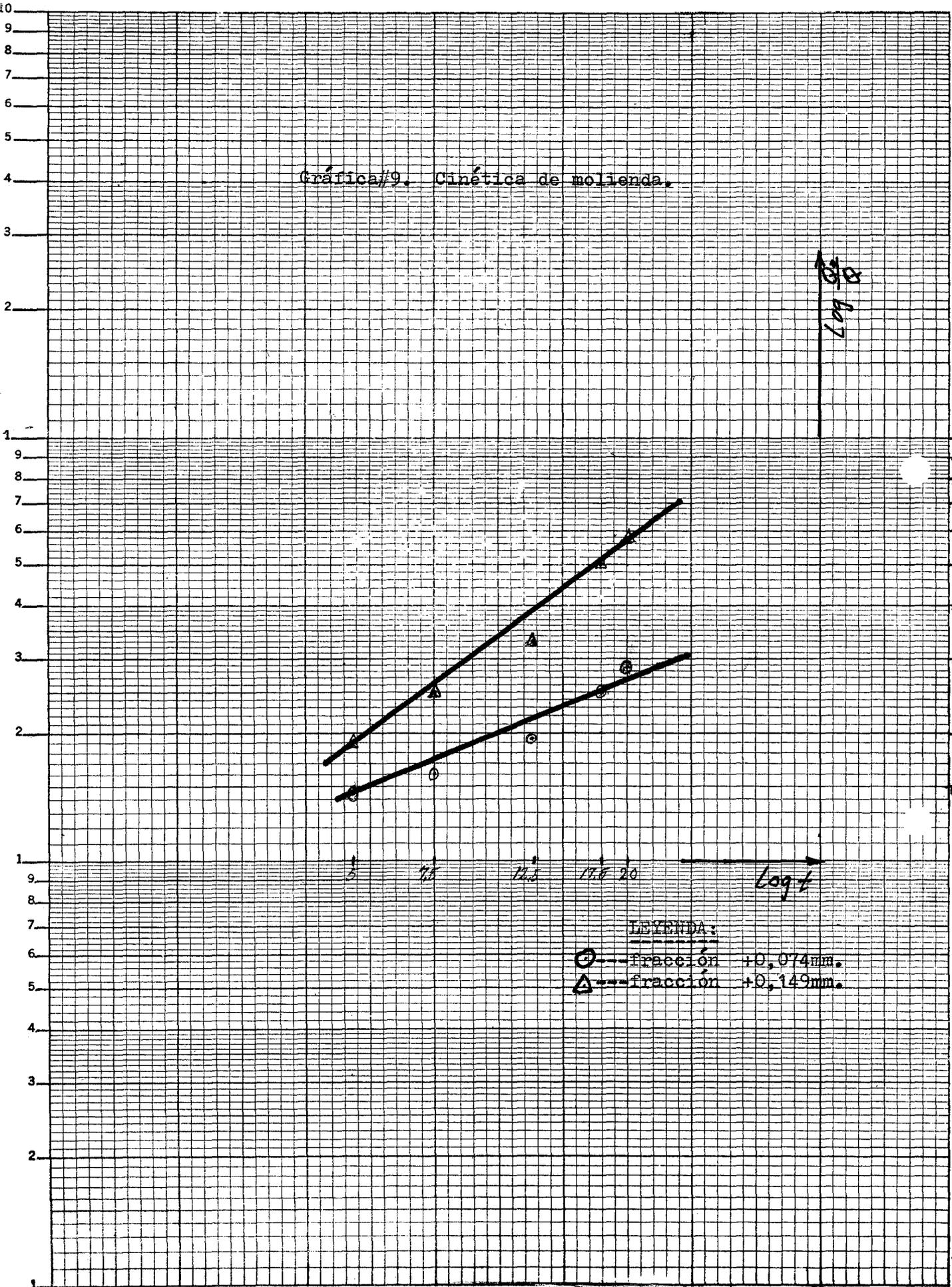
Semi-Logarithmic
3 Cycles X 10 to the inch

Gráfica #B. Cinética de molienda.

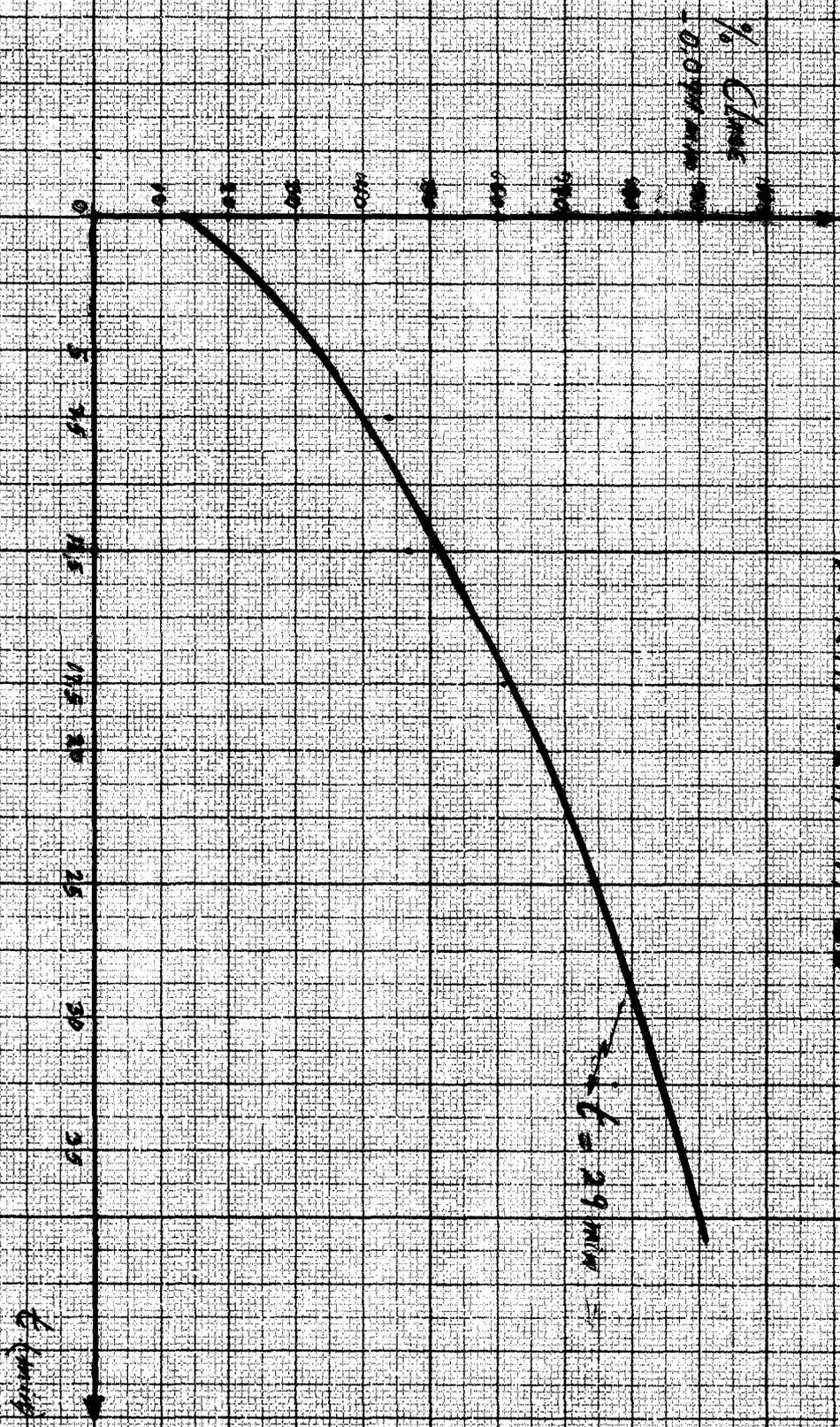


Gráfica/9. Cinética de molienda.

Semi-Logarithmic
3 Cycles X 10 to inch

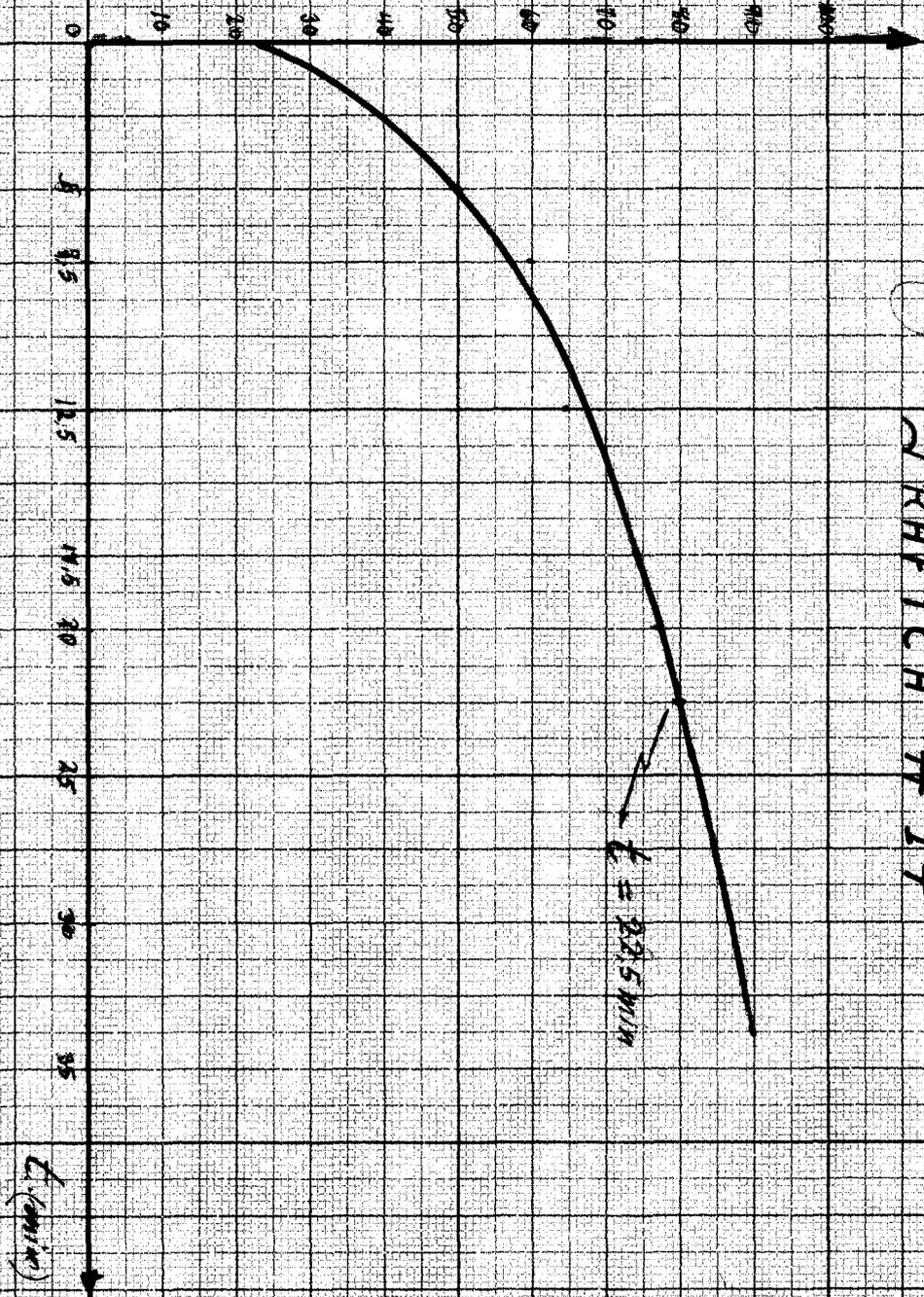


GRAFICA #13



GRAFICA # 14

% CLASE
- D. B. 7.5 MIN



GRAFICA # 15

