

M-80
CICT

REPÚBLICA DE CUBA
MINISTERIO DE EDUCACIÓN SUPERIOR
INSTITUTO SUPERIOR MINERO METALÚRGICO

Trabajo de Diploma

Título: "ESTUDIO DE LA MOLIBILIDAD
Y OTRAS PROPIEDADES DE LOS
MINERALES DE HIERRO DE
SANTIAGO DE CUBA"

Diplomantes: J. Evelio Evans Cuello
C. Omar González Lara

Prof. Guía: Guillermo Carthy Correa

1982
"AÑO 24 DE LA REVOLUCIÓN"

**TRABAJO DE
DIPLOMA**

**Instituto Superior Minero-Metalúrgico
Facultad de Metalurgia Electro-Mecánica**

**Hoja
No. _____**

" ESTUDIO DE LA MOLIBDILIDAD Y OTRAS

PROPIEDADES DE LOS MINERALES DE

HIJERO DE SANTIAGO DE CUBA "

**TRABAJO DE
DIPLOMA**

**Instituto Superior Minero-Metalúrgico
Facultad de Metalurgia Electro-Mecánica**

**Hoja
No. _____**

TRABAJO DE DIPLOMA

TÍTULO: "ESTUDIO DE LA SOLUBILIDAD Y OTRAS
PROPIEDADES DE LOS MINERALES DE
HIERRO DE SANTIAGO DE CUBA"

DIPLOMANTES:

J. EVELIO EVANS CUELLO



C. CIAR GONZALEZ LARA

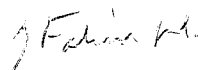
Prof. Guía:

Ing. Guillermo Carthy Correa



Consultante:

Ing. José Falcón Hernández



I N D I C E

Dedicatoria	. . .	1
Agradecimiento	. . .	2
Capítulo I. Introducción	. . .	3
1.1 El proceso de beneficio de los minerales	. . .	3
1.2 Trabajo realizado a nivel de laboratorio	. . .	3
1.3 Objetivo de nuestro trabajo	. . .	4
Capítulo II. Características geológicas del yacimiento y composición cualitativa del mineral	. . .	6
2.1 Situación geográfica del yacimiento	. . .	6
2.2 Descripción geológica del yacimiento	. . .	6
2.3 Condiciones hidrogeológicas del área "La Chiquita"	. . .	8
2.4 Reservas geológicas	. . .	10
2.5 Condiciones geomineras del área "La Chiquita"	. . .	10
2.6 Composición cualitativa del mineral y cumplimiento de las exigencias re- queridas	. . .	10
Capítulo III. Fundamentos teóricos	. . .	12
3.1 Destino de las operaciones de tritura- ción y molienda	. . .	12
3.2 Destrucción de las rocas	. . .	12
3.3 Leyes de la trituración	. . .	13
3.4 Métodos de trituración y molienda	. . .	14
3.5 Trituración	. . .	15
3.6 Molienda	. . .	15

3.7 Fundamentos de la molienda de los molinos de bolas	16
3.7.1 Potencia útil consumida en el régimen de cascada	. . .	17
3.7.2 Potencia útil consumida en el régimen de catarata	. . .	18
3.7.3 Otros parámetros que influyen en el trabajo del molino	. . .	18
3.8 Cinética de la molienda	. . .	19
3.9 Estudio de la molibilidad de un mineral	. . .	19
Capítulo IV. Modelo experimental y metodología empleada	. . .	22
4.1.0 Metodología empleada	. . .	22
4.1 Trabajo investigativo y obtención de datos experimentales	. . .	23
4.2.0 Datos obtenidos durante la trituración del mineral	23
- Esquemas de las características granulométricas del mineral alimentado y triturado en un triturador de mandíbula	. . .	25
- Esquemas de las características granulométricas de los trituradores de coque para trituración media y fina	. . .	26
4.3 Datos obtenidos durante la molienda	. . .	27
4.4 Conclusiones del empleo de diferentes diámetros de bolas y de diferentes tamaños de mineral alimentado a la molienda	. . .	47

4.5	Determinación de las ecuaciones de la cinética de molienda	. . .	52
-	Curvas de la cinética de molienda para el diámetro de bolas de 35mm	. . . 5	53
-	Curvas de la cinética de molienda para el diámetro de bolas de 31 y 37mm	. . .	54
-	Curvas de la cinética de molienda para el diámetro de bolas de 30mm	. . .	55
-	Curvas aproximadas de la molibilidad del mineral para el diámetro de bolas d e 35mm	. . .	57
-	Curvas aproximadas de la molibilidad del mineral para el diámetro de bolas d e 31 y 37mm	. . .	58
-	Curvas aproximadas de la molibilidad del mineral para el diámetro de bolas de 30mm	. . .	59
4.6	Cálculo del esquema de trituración	. . .	63
4.6.0	Elección del esquema de trituración	. . .	64
-	Esquema de trituración	. . .	65
4.6.1	Datos fundamentales obtenidos durante el cálculo de la sección de trituración	. . .	66
4.6.2	Equipos elegidos. Características	. . .	67
4.6.3	Consumo de energía eléctrica	. . .	69
4.7	Elección del esquema de separación magnética	. . .	70
-	Esquema de separación magnética	. . .	71

4.7.1	Cálculo de la separación magnética por vía seca	. . .	72
4.7.2	Datos obtenidos durante la separación magnética por vía seca	. . .	72
4.7.3	Elección del separador magnético. Características	. . .	73
4.7.4	Elección de la criba. Potencia consumida	. . .	74
4.7.5	Elección del desmagnetizador. Características.	. . .	74
4.7.6	Potencia consumida por la separación magnética	. . .	75
4.8	Elección del esquema de molienda	. . .	75
4.8.0	El grado y método de liberación de los minerales para obtener concentrados de alta calidad	. . .	75
4.8.1	Elección y cálculo del esquema de molienda	. . .	76
-	Esquema de molienda	. . .	77
4.8.3	Cálculo de los clasificadores. Características	. . .	80
4.8.4	Cálculo de la potencia total consumida por la sección de molienda	. . .	81
-	Esquema del flujo tecnológico		
	Capítulo V. Cálculo económico orientativo	. . .	82
-	Conclusiones	. . .	83
-	Recomendaciones	. . .	85
-	Bibliografía	. . .	86

DEDICATORIA

Dedicamos nuestro trabajo de diploma a la Revolución, la cual nos ha brindado todas las posibilidades de estudiar y superarnos constantemente.

Además queremos dedicar este trabajo a nuestros padres y familiares, que con su esfuerzo y ejemplo han contribuido a nuestra educación integral, y nos han inculcado el amor a la patria y fidelidad a los principios revolucionarios.

En especial a todos los mártires de la patria, los cuales dieron su vida para que nosotros podamos tener todo con lo que hoy contamos.

Revolucionariamente,

José Evelio Evans Cuello

Carmelo Omar González Lara

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

Agradecemos la gran ayuda prestada por nuestro profesor -
guía Ing. Guillermo Carthy Correa y a nuestro consultante --
Ing. José Falcón Hernández los cuales nos han brindado en --
todo momento la ayuda necesaria para realizar exitosamente --
nuestro trabajo.

También agradecemos la ayuda brindada por todos los que de --
una forma u otra han hecho posible la realización de este --
trabajo.

I N T R O D U C C I O N

CAPITULO I

La revolución cubana ha fomentado y fomenta un genuino desarrollo económico planificado y proporcional en función de la satisfacción creciente de las necesidades materiales y espirituales del hombre.

La industria siderúrgica constituye una base indispensable para la industrialización. Ella debe hacerse capaz de abastecer de materia prima a nuestra industria mecánica, pivote de la industrialización proyectada del país.

El inicio de la producción siderúrgica integrada en el norte, de la provincia Holgún, la elaboración de laminados y perfiles en esta década permitirá a Cuba elevar a los niveles requeridos la base siderúrgica.

Una de las fuentes fundamentales para el desarrollo de esta industria lo constituye el personal técnico calificado capaz de llevar adelante las tareas planteadas por la revolución, y es por ello que el I.S.M.M. debe abastecer en gran cantidad este personal científico técnico a las industrias metalúrgicas y siderúrgicas del país.

1.1. El proceso de Beneficio de los Minerales

Dentro de la metalurgia un rol importante lo constituye el proceso de beneficio de los minerales, el cual se puede dividir en 2 etapas.

Trituración y Molienda es decir, liberación de los granos de minerales útiles de otros granos de minerales estériles que lo rodean.

Proceso de beneficio, o sea, separación de los granos libres de mineral útil en el concentrado.

1.2. Trabajo realizado por nosotros a nivel de laboratorio.

Nuestro trabajo a nivel de laboratorio se basó en la primera etapa, es decir la preparación mecánica y fundamentalmente la molienda.

Para ello dividimos el trabajo en los siguientes aspectos:

- a) Determinación de algunas propiedades físicas de nuestro mineral (magnetita) como son: densidad, peso volumétrico y dureza.
- b) Determinar la característica granulométrica de nuestro mineral al ser triturado con un triturador de mandíbula, — así como determinar su categoría de triturabilidad.
- c) Variamos los diámetros de bolas empleadas como elementos triturantes y los tamaños de mineral alimentados al molino, y analizamos la influencia de estos 2 factores en la molibilidad del mineral.
- d) Determinamos las ecuaciones de la cinética de molienda de nuestro mineral para las condiciones empleadas por nosotros.
- e) Calcular algunos esquemas de preparación mecánica pero — específicamente de la sección de trituración.
- f) Separamos por vía seca con un separador magnético una clase, así como determinar los contenidos de hierro en el — alimentado, concentrado y cola.
- g) Realizamos el cálculo de la separación magnética por vía seca.
- h) Basado en los resultados obtenidos en los análisis granulométricos y químicos, calcular el esquema de la sección — de molienda.
- i) En todos los casos seleccionados los diferentes equipos — empleados.
- j) Realizamos un breve cálculo económico del costo de los — equipos seleccionados, así como de la potencia consumida por ellos.
- k) Ofrecemos algunas conclusiones y recomendaciones obtenidas por nosotros.

1.3. Objetivo de nuestro trabajo.

El objetivo de nuestro trabajo consistió en determinar la molibilidad del mineral, así como otras propiedades físicas — como dureza, densidad, peso volumétrico los cuales conjuntamente con otras propiedades físicas que no hemos podido de—

terminar determinan el proceso de beneficio a emplear en des-
terminado mineral.

Analizar la influencia de determinados factores como son dia-
metro de los elementos triturantes, tamaño de mineral alimen-
tado a la molienda, área de las bolas y tiempo en la molibi-
lidad del mineral.

Por último calcular y proponer el esquema de preparación me-
cánica con el objetivo de obtener concentrados de hierro de
alta calidad con contenidos y recuperados altos.

CAPITULO II

Características geológicas del yacimiento y composición cualitativa del mineral.

2.1. Situación geográfica del yacimiento

El área "Mina Chiquita" está situada a la distancia de 700 - 800 m. al sureste del área "Mina Grande" medida a partir de una línea recta. Posee una dirección sublatitudinal y sur — con un buzamiento sureste.

2.2. Descripción geológica del yacimiento

El yacimiento Santiago pertenece al tipo de contacto metasomático (de Skarn). Entre las áreas más estudiadas durante el período de 1961-1964 se encuentra "Mina Chiquita" la cual constituye un depósito de mineral principal.

Los minerales se encuentran en forma de magnetita maciza, así como diseminada. El principal mineral metálico del Skarn es la magnetita, teniendo menor importancia la hematita.

En la constitución geológica del área "La Chiquita" juegan un papel importante las porfiritas andesítica con intercalaciones de caliza marmolizadas en la parte sureste de esta. En el extremo sur del área se encuentran dioritas cuarzosas. En las zonas de contacto de estas últimas con las porfiríticas andesíticas yacen los Skarn epidotos - granatíferos con magnetita y pirita.

La tectónica disyuntiva se determina por la zona de la fractura. La fractura es premineral, su superficie aflora en la parte oriental de la cantera y buza hacia el noroeste con un ángulo de 85°. En la parte de la cantera se observa un dique de porfirita y de plagio clasas que corta la superficie de fractura.

Los desplazamientos que se formaron después de la mineralización forman zonas de aplastamiento de trituración en los minerales y en las rocas encajantes.

El depósito mineral explorado en el área "La Chiquita" tiene la constitución complicada acercándose según su forma al cuerpo en forma de lente alargado hacia la dirección nordeste, —

con un buzamiento suave hacia el sureste de 15° a 20° .

Según su extensión, el cuerpo tiene una longitud de 240m, según su buzamiento tiene una longitud de 230m y el espesor del cuerpo mineral de 4 a 60m.

El depósito mineral también posee una cantidad considerable de intercalaciones de Skarn con un espesor de 3 a 15m y con una pequeña mineralización de la magnetita.

Según su composición mineralógica los minerales de hierro de esta área son de magnetita del tipo continuo y diseminados en gran cantidad. La magnetita en las secciones pulidas constituye desde un 25% hasta 85%, formando agregados granulares — con un tamaño de 0,05mm hasta 1mm (0,5 mm como promedio).

En el área se observa 2 generaciones de magnetita: una principal propiamente metasomática, y otra más reciente debido a la recristalización de la hematita. El contenido de la hematita secundaria no es más de 10%, diferenciándose de la primera por su constitución en granos finos.

La hematita se encuentra en cantidad de 1 - 20% y como promedio es de 7%. La hematita se encuentra en paragénisis con la pirita y la calcopirita, y también se desarrolla en la magnetita formando estructuras reticulares. En la hematita a veces se desarrolla la mosquetovita.

La pirita generalmente se encuentra en forma de granos aislados constituyendo hasta 5% del mineral. Las dimensiones de los granos de pirita son de 0,01 - 4 mm.

La calcopirita se asocia con la pirita y todo se desarrolla en forma de emulsión fina en la magnetita. El tamaño de los granos de calcopirita es de milésimas de mm hasta 0,3mm.

Los minerales no metálicos están representados por: granate, piroxeno, epidota, cuarzo, clorita, hornblenda y calcita. La mineralización más tardía apareció en un proceso de piriti-zación a veces de calcopirita y más raramente de otros sulfuros.

El contenido de hierro en el mineral, según los resultados del cálculo de las reservas, constituye el 57,4%, el contenido de azufre es de 0,35% y el contenido de fósforo es de 0,02%.

Por el resultado de los datos de los análisis químicos de los minerales, para determinar la composición mineralógica fue establecido el contenido de magnetita en el mineral igual a un 48,78% y el contenido de hematita igual a 6,58%. Ademas fue establecido el contenido de Fe_2O_3 (magnetita) igual a 58,9%.

El contenido de plomo y zinc en los minerales se encuentra en forma de trazas; el contenido de cobre en las mismas cantidades; el contenido de cobalto desde trazas hasta 0,022%.

El contenido de níquel en trazas; y el cromo no fue encontrado en los minerales.

Según los datos de los análisis espectrales, en los minerales fue revelada una cantidad elevada de germanio desde 0,003% hasta 0,02%.

Tabla 2.2.0. Contenido promedio en % de los diferentes elementos en el área "La Chiquita".

Elementos	Contenido promedio en %
Hierro	57,41
Azufre	0,35
Fosforo	0,02
Plomo	Trazas
Zinc	Trazas
Cobre	Trazas
Cobalto	Trazas hasta 0,22
Níquel	Trazas
Germanio	0,003 - 0,02

2.3. Condiciones hidrogeológica del área "La Chiquita"

El yacimiento "La Chiquita" pertenece a la región hidrogeológica caracterizada por la distribución amplia de las rocas densas, de poco agrietamiento y con un área acumuladora de agua no grande (sistema de la Sierra Maestra). En estas condiciones las precipitaciones atmosféricas en general forman corriente superficiales sin penetrar profundamente en las rocas y sin formar horizontes constantes de aguas subterráneas.

La red fluvial está bien desarrollada en la zona del yacimiento; los ríos tienen profundos valles claramente expresados. En la región del yacimiento se encuentra, en general aguas de grietas y grietas vetas que poseen un desarrollo local en las zonas de las dislocaciones tectónicas. La máxima inundación, así como el agrietamiento se observan en la zona de intemperización, hasta una profundidad de 10 - 15m. El menor desarrollo lo tienen las aguas que coinciden con las calizas. En el área "La Chiquita" se observa, en su borde oriental, una fuente con caudal de 0,5 - 0,6 l/seg. a una profundidad de 15 - 20m desde la superficie. Esta fuente está unida con la zona de fractura, por lo que durante la explotación del mineral en esta parte del área se puede esperar una afluencia un poco elevada de aguas y sobre todo durante la época de las lluvias.

De todos los factores climáticos, los que más influyen sobre el carácter hidrológico son las precipitaciones atmosféricas. Según las observaciones de muchos años en la ciudad de Santiago de Cuba, la cantidad promedio lo constituye 119m. En las áreas del yacimiento las observaciones meteorológicas no han sido realizadas.

Tomando en consideración la altura hipsométrica de la localidad según la analogía con la parte norte de la antigua provincia de Oriente, se puede presuponer la cantidad de las precipitaciones atmosféricas será de 1,5 - 2 veces mayor que las de la ciudad de Santiago de Cuba.

De todo lo anterior se deduce que a pesar de la gran cantidad de precipitaciones atmosféricas, las áreas del yacimiento tienen pequeños recursos de aguas subterráneas.

Esto está determinado por la escasez del área de almacenamiento de las rocas acuíferas, por el hecho de que el relieve es muy accidentado y por el débil agrietamiento en las rocas. Por esta razón, se puede decir que el yacimiento se encuentra en condiciones hidrogeológicas favorables para la explotación.

2.4. Reservas Geológicas

Area Reservas de mineral miles de toneladas

Mina "La Chiquita" $C_1 = 3454$ $C_2 = 609$

Contenido promedio de los componentes principales:

Hierro 37,41%

Azufre 0,33%

Fosforo 0,02%

Los minerales de magnetitas pertenecen al grupo de minerales pobres que necesitan ser beneficiados.

2.5. Condiciones geo-mineras del área "La Chiquita"

Las condiciones del área son:

Profundidad límite de la explotación a cielo abierto 130m

Angulo de buzamiento del cuerpo mineral $15^\circ - 20^\circ$

Potencia del cuerpo mineral 4 - 60m

2.6. Composición cualitativa del mineral y cumplimiento de las exigencias requeridas.

Los minerales de magnetitas del área "La Chiquita" pertenecen al grupo de minerales pobres que necesitan ser beneficiados.

El contenido de hierro de los minerales constituye un 37,41%

los minerales de esta área se caracterizan por presentar la siguiente composición esencial.

Tabla 2.6.0. Composición esencial de la mena.

<u>Elementos</u>	<u>Contenido %</u>
Fe	31,21
FeOglobal	11,48
Fe ₂ O ₃ global	46,41
SiO ₂	25,88
Al ₂ O ₃	5,69
TiO ₂	0,05
CaO	14,36
MgO	5,35
K ₂ O	0,11
Na ₂ O	0,16
Zn	Trazas
Pb	Trazas
S total	0,08
P	0,07
Ni	0,03
Ca	0,015
MnO ₂	Trazas
P.P.I.	1,54

Las pruebas tecnológicas de los minerales para el beneficio mediante la separación magnética indicaron que de estos minerales se puede obtener un concentrado con un contenido de — hierro de 50 - 62% y una recuperación de 80 - 93% lo que caracteriza a los minerales de magnetita como materia prima — de valor importante para la industria siderúrgica.

CAPITULO III

Fundamentos teóricos

3.1. Destino de las operaciones de trituración y molienda

La trituración y la molienda son procesos que en esencia no se diferencian entre sí.

La trituración y la molienda en las plantas de beneficio de los minerales sirven de operaciones preparatorias antes del enriquecimiento y tienen como destino la separación (apertura) de los granos de distintos minerales contenidos en las rocas, fuertemente entremezclados y químicamente afines. Cuanto más se abren (se liberan unos de otros) los minerales en la trituración y en la molienda más exitoso resultará el beneficio posterior.

El tamaño de los granos hasta el que hay que triturar o moler el mineral inicial antes del beneficio se establece por la dimensión de esparcimiento de los minerales y según el proceso de beneficio a utilizar.

Este tamaño se determina por la guía experimental mediante investigaciones de cada mineral.

El consumo de energía de estas operaciones es muy grande fundamentalmente la molienda, en las cuales se emplea cerca de la mitad de la energía gastada por la planta de beneficio. Por eso se tiende, en la medida de lo posible a reducir solamente lo necesario.

3.2. Destrucción de las rocas.

Se entiende por dureza de un cuerpo sólido la capacidad del mismo de ofrecer resistencia a la destrucción bajo acción exterior. Teóricamente se considera la dureza de un cuerpo sólido que tenga estructura cristalina ideal.

Durante la destrucción se rompen los enlaces entre los átomos de la estructura cristalina sin que se modifique el estado de agregación de la sustancia.

La dureza teórica se puede calcular por las fuerzas de interacción de los átomos en el cristal. La dureza real del cuerpo es unos ordenes menor que la teórica. Esta diferencia se explica ya que en el cuerpo hay defectos en la estructura cristalina, microperos y microfisuras.

A mayor tamaño del mineral mayor será la probabilidad de encontrar en él un defecto grande, suficiente para la destrucción del mineral por toda la sección.

La dureza de la roca determina la resistencia de estas a la penetración de un instrumento y se expresa en KH/mm^2 .

Según la escala del profesor M.M. Protodíaconov (apendice 20 del texto 6) los minerales de hierro son resistentes y la categoría de las rocas es III en la cual las rocas están caracterizada por el coeficiente de solidez (f).

$$f = \frac{\sigma_{comp}}{300} + \frac{\sqrt{\sigma_{comp}}}{30}$$

Donde σ -- Resistencia temporal a la compresión

3.3. Leyes de la trituración

Las leyes de la trituración son la dependencia del trabajo empleado en la trituración o molienda con respecto al resultado de la operación dada, o sea con respecto al tamaño del producto triturado o molido.

Estas leyes de trituración fueron estudiadas por diferentes autores como P. Rittinger (1897), Kik - Kirpichov (1874-1875) P. A. Rebinder (1941) el cual unió las proposiciones de Rittinger y Kik Kirpichov y F. Bond (1951).

En todas estas leyes de ellos se relaciona el gasto de energía (A) el cual es proporcional a la superficie nueva formada, a los volúmenes de los cuerpos nuevos formados o que el gasto de energía debe incluir el trabajo de deformación y formación de nuevas superficies.

Por lo que las leyes de trituración según estos autores son:

Según Rittinger $A = K_R D^2$

Según Kik Kirpichev $A = K_K D^3$

Según Bond $A = K_B D^{2.5}$

Donde:

A = Gasto de energía

K = Coeficiente de proporcionalidad

D = Diámetro del material inicial triturado

Estas fórmulas se diferencian por los coeficientes de proporcionalidad y por los índices de las potencias para cada diámetro de material inicial.

Generalizada se puede representar de la siguiente forma:

$$A = K_p D^{m1}$$

Donde m puede variar desde 2 hasta 3.

Estas leyes se están discutiendo desde hace muchos años y — verificaciones experimentales confirman ora una ora otra ley. Se considera que para la molienda fina siendo grandes las superficies específicas de los productos se aplica la ley de Rittinger y para la trituración cuando los productos tienen superficie específicas pequeñas conviene más la ley de Kik — Kirpichev. La ley de Bond ocupa una posición intermedia.

Empleando estas leyes se puede calcular aproximadamente el — rendimiento posible del equipo según datos experimentales conocidos de trabajo de otro equipo con el mismo mineral.

3.4. Métodos de trituración y molienda

El método de trituración se escoge en dependencia de las propiedades físico — químicas del mineral y del grosor de sus — tamaños.

La trituración es habitualmente por vía seca. La húmeda se emplea solo en casos cuando el material que se tritura contiene arcilla la que tratan de quitar simultáneamente con la trituración cuando el contenido de ésta entorpece el proceso siguiente. En algunos casos el agua se vierte en cantidades pequeñas desde un pulverizador a la tolva de descarga de la trituración gruesa. El objetivo de esta agua es humectar el mineral para disminuir la formación de polvo.

La molienda generalmente se efectúa con agua, ya que ésta — es más productiva, en ella no se produce polvo y permite — transportar fácilmente los productos molidos. La molienda seca se emplea solo en casos raros cuando es imposible permitir un contacto con agua del mineral.

3.5. Trituración

La trituración desempeña una función importantísima en el beneficio al igual que la molienda, ya que se emplea para la reducción del tamaño del mineral hasta la granulometría adecuada.

En estas operaciones los pedazos o partículas se rompen bajo la acción de fuerzas externas que sobrepasan la fuerza de cohesión interna del sólido.

El sólido comienza a romperse por las zonas donde existe la cohesión más débil como son: fracturas, clivajes u otros y luego por las partes más resistentes bajo la acción de la comprensión, fricción, presión y corte.

Trituración: Es la operación de reducción a tamaño hasta 5mm.

Molienda: Es la operación de reducción a tamaño menores de 5mm.

Grado de reducción: (i): Es la relación existente entre el tamaño máximo alimentado (D_{max}) y el pedazo de tamaño máximo obtenido en la reducción (d_{max})

En los trituradores los elementos de trabajo no entran en contacto entre sí, en los molinos sí entran en contacto entre sí.

Los trituradores de acuerdo a las características mecánicas constructivas y al método principal de reducción de tamaño se pueden clasificar de la siguiente manera:

De mandíbula

De cono giratorios

De rodillos

de martillos

Desintegradores

de anillos

3.6. Moliendas

Para la reducción final de los minerales se utiliza la operación de molienda, en molinos de tambor que pueden ser de barras o de bolas.

* Esta operación es una de las más costosas dentro del beneficio en general, ya que ella implica un gasto de:

Acero ^{para bolas} muy alto y gasto grande de energía eléctrica.*

Es por eso que para una mayor perfección y economía se están utilizando actualmente: Molinos de Auto-molienda (no utilizan elementos triturantes), molinos vibratorios, molinos vibratorios-giratorios y otros.

Los métodos fundamentales de reducción de tamaño son: Percusión y fricción.

Los molinos se caracterizan por su diámetro (D) y por su largo (L) y se acorazan interiormente con acero de alta resistencia o goma.

3.7. Fundamento de la molienda de los molinos de bolas

* Para la proyección, utilización y explotación de los molinos de bolas es necesario conocer los siguientes parámetros:

- Velocidad de rotación del tambor
- Dimensiones de los elementos triturantes
- Coeficiente de llenado del molino
- Influencia de la molibilidad y el tamaño del mineral
- Tamaño del mineral molido
- Dimensiones y construcciones

De acuerdo a la velocidad de rotación del tambor y el coeficiente de llenado existen 3 regímenes de trabajo que son: - Cascada, Catarata, Combinado y Crítico.

Régimen de Cascada: A velocidad de rotación baja del molino toda la carga de bola da la vuelta con cierto ángulo para el lado de rotación y con una velocidad de rotación permanente queda en la misma posición. Las bolas circulan constantemente subiendo por trayectorias circulares concéntricas y bajando por capas paralelas en forma de cascada.

La molienda del material en el régimen este se efectúa principalmente por su aplastamiento y por la fricción de las bolas que ruedan.

Régimen de Catarata: Al aumentar la velocidad de rotación del molino el ángulo de giro de la carga de bolas se amplía las bolas suben más por las trayectorias circulares, pero estas suben hasta una altura superior, ya que hay mayor velo-

cidad de rotación del molino, salen de la trayectorias circulares y como cuerpo lanzados en ángulo con respecto a la horizontal, caen de nuevo las trayectorias y circulares en forma de catarata.

La molienda en este régimen se efectúa principalmente por el golpe de las bolas que caen y parcialmente por la fricción.

Régimen combinado: No se observa un paso brusco del régimen de cascada a régimen de catarata. El paso se realiza gradualmente y con la velocidad de rotación intermedia de rotación del molino.

En este régimen las capas exteriores de bolas caen por las trayectorias parabólicas, pero no a sus capas circulares sino a las interiores que se resvalan cuesta abajo según el régimen de cascada.

Régimen crítico: En este régimen la velocidad de rotación del molino es tan alta que las bolas todo el tiempo van a avanzar por la trayectoria circular, es decir se van a centrifugar.

La fuerza de fricción depende del coeficiente de fricción y de la presión normal a la superficie interior del molino. El coeficiente de fricción depende de las cualidades del mineral, del carácter de la superficie del tambor (revestimiento) y de la densidad de la pulpa (relación L:S). *

3.7.1. Potencia útil consumida en el régimen de cascada.

$$K = 3,6 \rho \text{ Sen}^3 \frac{\Omega}{2} \varphi \text{ Sen } \theta$$

Donde:

ρ Masa de volumen de las bolas de acero durante el volumen de la carga en 60%. Es igual a: 4,6 ton/m³ como promedio

φ Grado de llenado del volumen del molino con las bolas.

θ El valor del ángulo de la vuelta de la carga de bolas.

$\text{Sen}^3 \frac{\Omega}{2}$ Valores que aparecen en tablas para diferentes grados de llenado del molino con bolas.

$$N = K D^{2.5} L \quad \text{Kw}$$

Donde:

N = Potencia útil consumida

D = Diámetro del tambor

L = Longitud del tambor

3.7.2 Potencia útil consumida en el régimen de catarata

$$A = \frac{g \sqrt{2g}}{6 \pi}$$

$$N = A \gamma V S D \quad \text{Kw}$$

Donde:

N = Potencia útil

γ = Densidad de la carga ton/m³

V = Volumen interior del molino m³

D = Diámetro interior del molino m

S = coeficiente adimensional que depende del grado de llenado del tambor (φ) y de la velocidad de rotación relativa (ψ)

3.7.3. Otros parámetros que influyen en el trabajo del molino

El tamaño de los elementos triturantes también influye en el trabajo del molino significativamente, además la velocidad - del impacto de estos con el mineral, el número de impactos de estos y el coeficiente de fricción de la carga de los elementos triturantes en el molino.

El tamaño de las bolas utilizadas en la molienda deben corresponderse con el tamaño de los pedazos molidos del mineral.

Este tamaño debe ser el óptimo, es decir no utilizar menor - tamaño de los elementos triturantes que el mínimo ni tampoco mayor que el máximo.

Según el científico soviético K. A. Razumov el diámetro máximo del elemento triturante debe ser:

$$D_{\max} = 28 \sqrt[3]{d}$$

Donde:

D_{\max} = Tamaño máximo del elemento triturante.

d = Tamaño máximo del mineral.

El desgaste de los elementos triturantes se produce por fricción similar al proceso de desgaste de las partículas minerales pero en mucho menor grado.

En la molienda para compensar el desgaste cada cierto tiempo se añade una determinada cantidad de elementos triturantes - con un tamaño máximo y un peso equivalente al desgaste.

Por vía experimental se ha demostrado que el desgaste de las bolas y barras resulta proporcional al consumo de energía útil por el molino.

Según los datos de la producción los gastos de bolas de acero son 0,091 Kg/Kw hora de la potencia útil.

3.8. Cinética de la molienda

El proceso de molienda ocurre con la alimentación del mineral al tambor donde se encuentran los elementos triturantes y al rotar esta carga se produce la destrucción de los pedazos. Por tanto a diferencia de los procesos de trituración la regulación del tamaño máximo del producto final no se efectúa por ninguna abertura de descarga reguladora, sino que se encuentra en dependencia del tiempo de retención del mineral en el molino y es por eso la importancia de conocer como se reduce el tamaño de la partícula en el tiempo para regular el proceso, es decir la cinética del proceso.

En un molino con trabajo continuo si obtenemos muestras a diferentes intervalos de tiempo y graficamos los valores del peso retenido en una criba de control para diferentes intervalos de tiempo se puede observar que a medida que transcurre el tiempo el peso de la clase gruesa retenida en la criba disminuye.

3.9. Estudio de la molibilidad de un mineral

Un factor importante que influye en el proceso de molienda es la molibilidad.

Molibilidad: Es la facilidad con que un mineral se reduce a una granulometría dada.

K. A. Razumov propone que las capacidades específicas de los molinos q_1 y q_2 que muelen minerales diferentes, pueden en régimen de trabajo similar compararse según la fórmula:

$$q_1 = q_2 K_i K_k K_d K_t$$

Donde:

K_i = 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 entre los tipos de molinos.

El coeficiente K_i se determina por vía experimental como la relación entre capacidades de molienda según la clase de tamaño nueva producida de ambos minerales.

Comunmente la molibilidad se determina en ensayos de laboratorios, expresandose en gr/min.l. o en unidades relativas -- de molibilidad con respecto a un mineral que se toma como patrón (por lo general el cuarzo).

La molibilidad relativa por tanto depende de:

- Resistencia a la destrucción
- Tamaño del mineral
- Condiciones y método 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 y productos molidos resulta mayor, mayor resultará la capacidad de la molienda.

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

$$Q = \frac{6}{\delta} \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right) = K_i N_p$$

Donde:

δ = Densidad del mineral molido.

D y d = Diámetro de los pedazos máximos alimentados y molidos respectivamente.

Q = Capacidad del molino.

K_i = Coeficiente de molibilidad del mineral.

N_p = Potencia útil consumida con el molino.

Esta fórmula puede expresarse también como:

$$Q = e H_p$$

Donde:

$$e = \frac{K_i}{\frac{1}{d} - \frac{1}{D} - \frac{6}{\delta}}$$

e = efectividad de la molienda en Kw h/ton de mi
neral molido.

La efectividad de la molienda, o sea, como aprovecha el moli
no la potencia útil consumida en capacidad del mismo, esta -
en dependencia de la molibilidad y del tamaño de los product
tos de la molienda.

Todo lo anterior indica que al estudiar la molibilidad es ne
cesario tomar en consideración la granulometría de los pro-
ductos de la molienda, y además resulta conveniente variar -
algunos parámetros del régimen de trabajo con el fin de cono
cer su influencia (entre los más importantes se tiene carga
de los elementos triturantes, tamaño de los elementos tritu
rantes, mecánica de la molienda y otros).

CAPITULO IVModelo experimental y metodología empleada4.1.0. Metodología empleada

Las primeras experiencias se desarrollaron en un triturador - de mandibula, para determinar la característica del mineral - triturado en este tipo de equipo, lo cual nos serviría para - calcular los esquemas de preparación mecánica y determinar la categoría de triturabilidad de nuestro mineral. Trabajamos - con las 2 aberturas de descarga (i) de la trituradora.

$$i_{\max} = 7 \text{ mm} \quad i_{\min} = 5 \text{ mm}$$

Realizamos 10 ensayos con cada i , lo cual hace un total de - 20 experimentos, luego los aproximamos por métodos matemáticos en este caso "Regesión Par".

En esta primera parte también se determinaron la densidad del mineral y el peso volumetrico.

La segunda parte se desarrollo en un molino cilíndrico, varian do 3 veces el diámetro de las bolas empleadas y 3 veces el ta maño máximo de mineral alimentado para analizar la influencia de cada uno de ellos en la molibilidad del mineral empleado - (magnetitas) además determinar la ecuación de la cinética de molienda.

La tercera parte consistio en determinar las ecuaciones de la cinética de molienda para nuestras condiciones, las curvas - exponenciales obtenidas las aproximamos por métodos matemático en este caso "Mínimos Cuadrados".

El objetivo del empleo de estos métodos matemáticos "Regresión Par y Mínimo Cuadrado" es para obtener la curva aproximada en la cual la dispersión de los diferentes puntos sea mínima.

La cuarta parte consistio en determinar de acuerdo a los datos que se nos brindaron algunos esquemas de la sección de tritu ración y proponer la variante más efectiva. En total calcula mos 6 esquemas.

La quinta parte consistio en separar por vía seca en un sepa rador magnético la clase - 12mm + 5mm y analizamos los con tenidos de hierro mediante análisis químico valorando con el dicromato de potasio a los concentrados, celas y alimentados. De acuerdo a estos resultados obtenidos calculamos la separa

ción magnética por vía seca para esta clase.

La sexta parte consistió en calcular de forma orientativa un esquema de molienda de una etapa en circuito cerrado molien- do hasta el 40% de la clase - 74K.

También de forma orientativa se calculo el costo total de to- dos los equipos seleccionados y el gasto de potencia.

4.2. Trabajo investigativo y obtención de datos experimentales

4.2.0 Datos obtenidos durante la trituración del mineral.

Determinamos la densidad del mineral por el método picnométri- co y la misma nos dio 3,88 gr/cm³. El peso volumétrico lo de- terminamos por el método de la pesada hidrostática y el mismo nos dio 2,6 gr/cm³.

Para determinar la característica típica del tamaño del produc- to triturado en trituradores de mandíbula se tomaron 10 mues- tras para cada abertura de descarga (i) del triturador.

$$i_{max} = 7 \text{ mm}$$

$$i_{min} = 5 \text{ mm}$$

Se tomaron 500 gr. de mineral para cada experimento.

Las dimensiones de la abertura de carga (B) del triturador son:

$$B = 50 \text{ mm hasta } 40 \text{ mm}$$

En todos los casos el tiempo de tamizado fue de 10 min.

Se le realizó la característica granulométrica al mineral an- tes de triturar.

Las aberturas de los orificios de los tamices que empleamos — en la práctica fueron:

Para el mineral alimentado al triturador en mm:

20 16 12,5 10 8 5

Para el mineral triturado en mm

12,5 10 8 5 2,38

Para tener una buena cantidad de experimentos se tomaron 10 muestras para cada abertura de descarga de la trituradora, es decir se realizaron 20 experimentos en total. Por ser muchas tablas solo mostramos 3 en la tabla 4.2.0 y 4.2.1.

Para determinar la característica típica del mineral al tri- turarlo en un triturador de mandíbula y compararla con la ca- racterísticas típica de los trituradores de mandíbula dadas

en la bibliografía empleamos el método de análisis matemático de regresión par.

Al comprobar la característica granulométrica del mineral obtenida con la característica del texto(2) se comprueba que nuestro mineral es duro.

Tabla 4.2.0. Análisis de tamices antes de triturar

Clases mm	Experim. 1		Experim. 2		Experim. 3	
	Gramos	% por más	Gramos	% por más	Gramos	% por más
+ 20	63	12,6	71	14,2	51	10,2
- 20 + 16	105	33,6	70	28,2	176	45,4
- 16 + 12,5	192	72	210	70,2	170	79,4
+12,5+ 10	73	86,6	102	90,6	65	92,4
- 10 + 8	42	95	30	96,6	21	96,6
- 8 + 5	22	99,4	12	99	10	98,6
- 5 + 0	3	100	5	100	7	100
Total	500	-	500	-	500	-

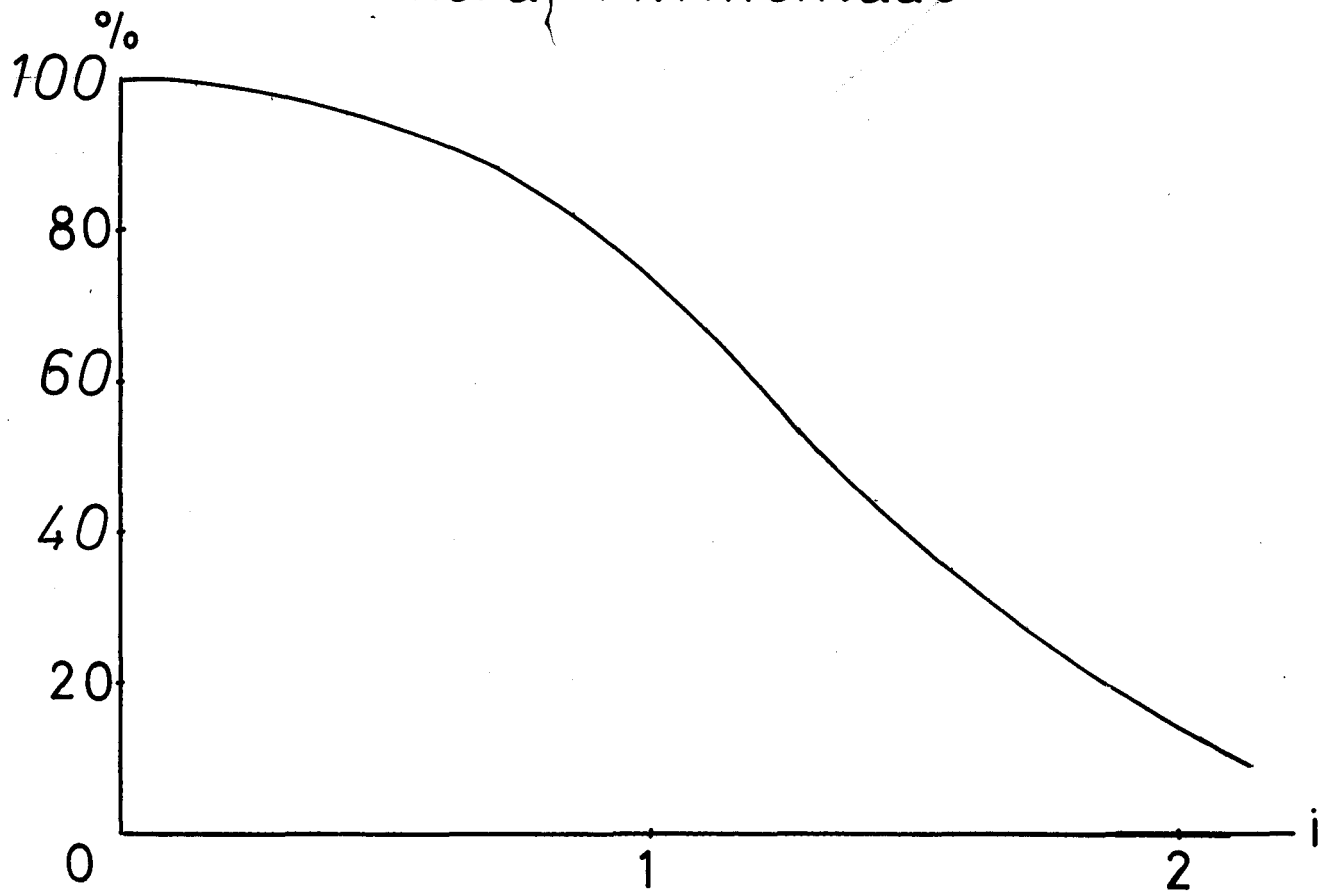
Tabla 4.2.1. Análisis de tamices después de triturar

+ 12,5	15	3	25	5	11	2,2
-12,5+ 10	90	21	75	20	36	9,4
-10 + 8	100	41	98	39,6	83	26
- 8 + 5	117	64,4	143	68,2	160	58
- 5 + 2,4	75	79,4	69	82	103	78,6
- 2,4+ 0	102	99,8	89	99,8	106	99,8
Total	499	-	499	-	499	-

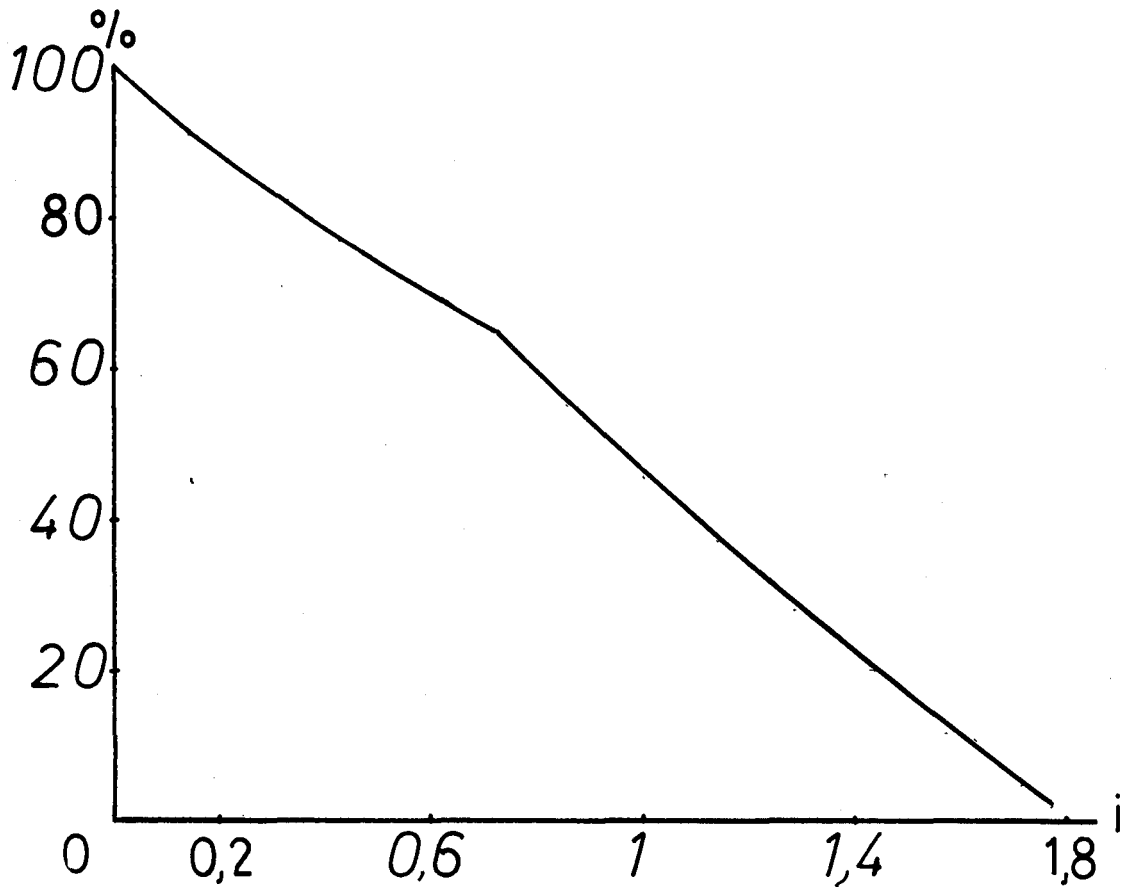
La característica granulométrica de nuestro mineral para trituradores de mandíbula, después de aproximarla por el método de regresión par se ofrece en la grafica siguiente.

Características Granulométricas.

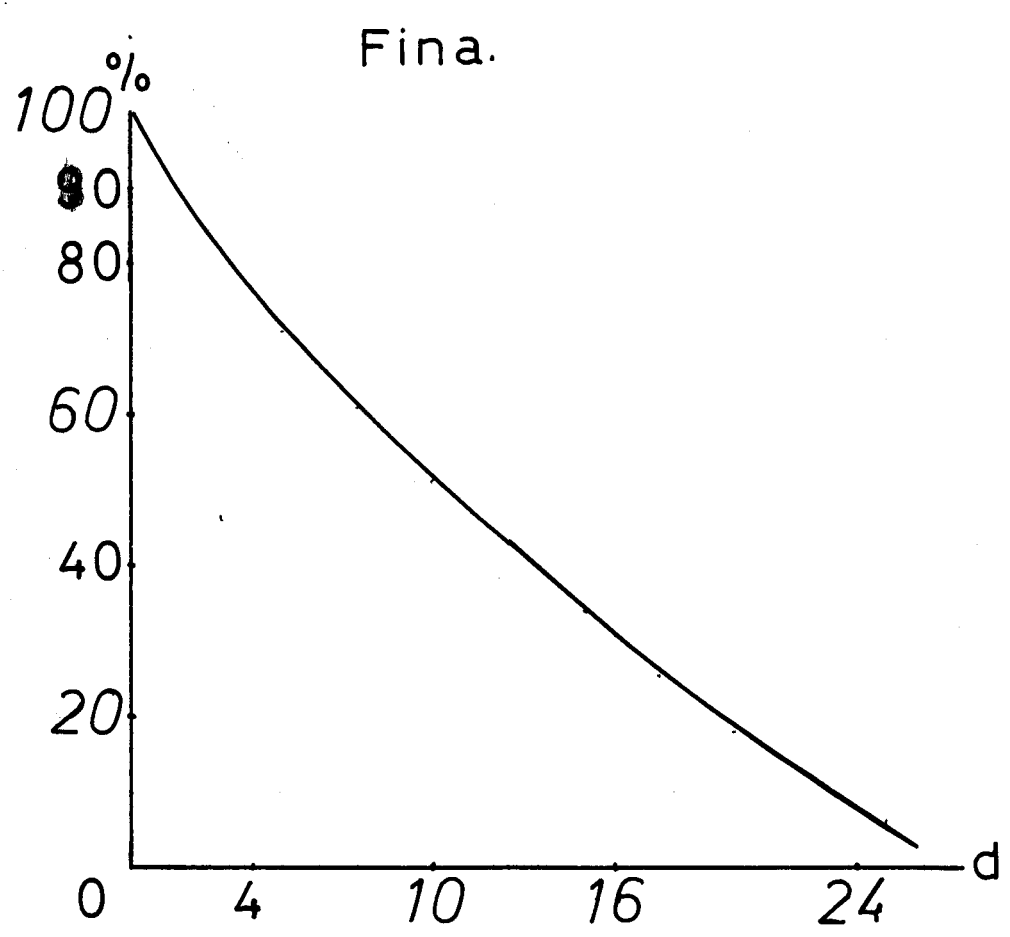
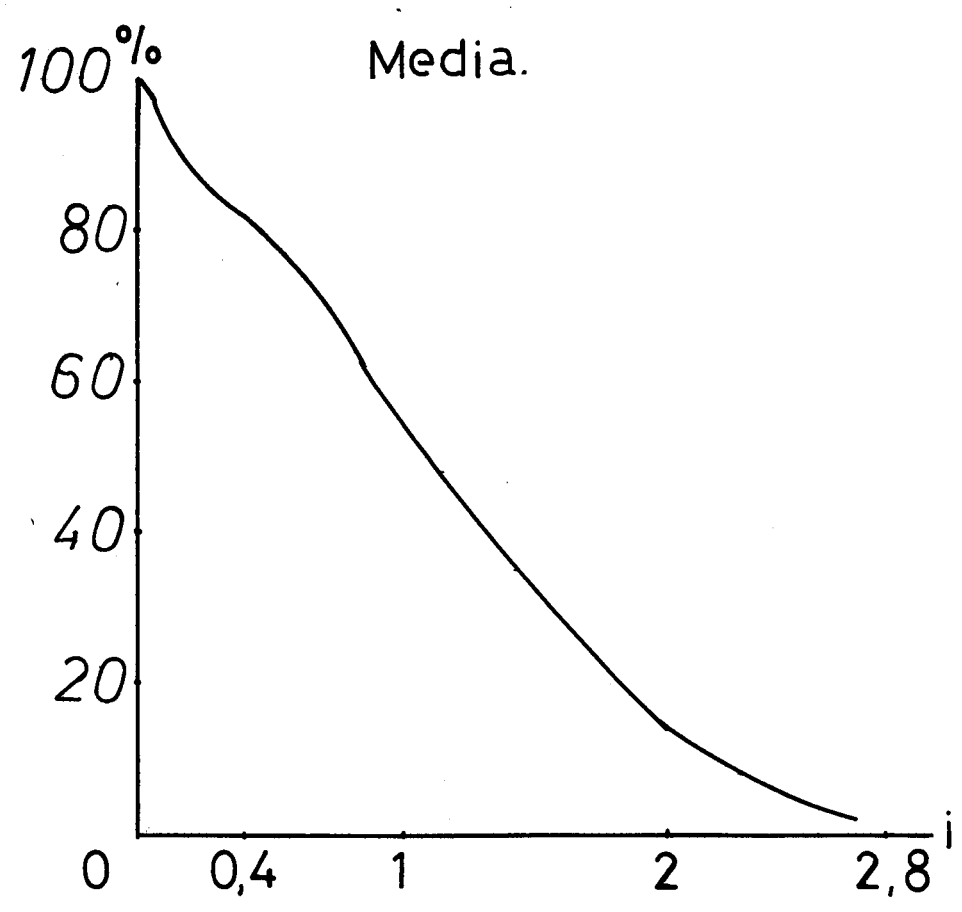
Mineral Alimentado.



Triturador de Mandibula.



Características Granulométricas de las Trituradoras de Cono.



4.3. Datos obtenidos durante la molienda.

Para la cinética de la molienda trabajamos con las siguientes condiciones:

6 tiempos de molienda 5, 10, 15, 20, 25 y 30 min.

Realizamos la cinética por vía húmeda con una relación L:S - igual a 0,6.

Cantidad de mineral 500 gr.

Tamizado antes de moler por vía seca.

Tamizado después de moler por vía húmeda.

Primer diámetro de bola empleado 35mm

Peso de las bolas para este diámetro 9,6 Kg.

Cantidad de bolas empleadas 48

Segundo diámetro de bola empleado una mezcla de 37 y 31mm.

31mm = 4,5Kg y 34 bolas.

37mm = 5,125Kg y 25 bolas.

Tercer diámetro de bola empleado 30mm

Peso de las bolas 9,48 Kg.

Cantidad de bolas 84

Areas de	$A_{35} = 1847,2564 \text{ cm}^2$
las bolas	$A_{31 \text{ y } 37} = 2101,6939 \text{ cm}^2$
	$A_{30} = 2375,0439 \text{ cm}^2$

En los trabajos de molienda fueron empleados 3 diámetros de bolas y 3 tamaños máximos de mineral fueron alimentados al molino, los tamaños fueron:

7 mm 12,5 mm 17 mm

A cada diámetro de bolas empleadas se le alimentaron los 3 - tamaños de mineral diferentes, lo cual hace un subtotal de 3 corridas para cada diámetro de bolas empleado y como se emplearon 3 diámetros de bolas diferentes se completa un total de 9 corridas. A su vez como se variaban los tiempos en 5, 10, - 15, 20, 25, y 30 min. cada corrida llevaba 6 experimentos y al ser 9 corridas se completa un total de 54 experimentos. Las primeras 3 corridas fueron para el diámetro de bolas de 35 mm, variando los tamaños de mineral alimentado en 3 ocasiones.

Las corridas 4, 5 y 6 fueron para el diámetro de bolas de 37 mm y 31mm mezcadas, variando los tamaños de mineral alimentado 3 veces.

Las últimas 3 corridas fueron para el diámetro de bolas de 30 mm. variando el tamaño de mineral alimentado 3 veces.

El molino empleado fue uno cilíndrico cuyas características fundamentales son las siguientes:

• Dimensiones D x L m	0,195 x 0,245
• R. P. M. de trabajo	67
• R. P. M. crítica	95,8
• Volumen interior l	7,32
• Velocidad crítica %	73,1
• Peso del mineral Kg.	0,5
• Coeficiente de llenado %	24,39

Los elementos triturantes empleados fueron bolas de diferentes diámetros.

Los datos obtenidos en cada corrida para determinar la cinética de molienda se brindan en las tablas siguientes:

d = Tamaño del mineral alimentado al molino

\emptyset = Diámetro de las bolas.

Tabla 4.3.0. Análisis granulométrico del producto molido

d = 7mm Ø = 35mm Mineral alimentado

Clases mm	5 min.		10 min		15 min.	
	Granos	% por mas	Granos	% por mas	Granos	% por mas
-7 +4,76	187,9	37,58	151,3	30,26	185	37
-4,7 +2,38	122	61,98	122,6	54,78	128,4	62,68
-2,3 +0,84	85,8	79,14	95,4	73,86	91,6	81
-0,84 +0,59	17,9	82,72	25	78,86	17,2	84,44
-0,59 +0,21	46,4	92	55,7	90	38,8	92,2
-0,21 +0,07	24,5	96,9	23	94,6	18	95,8
-0,074+0	15,5	100	27	100	21	100
Total	500	-	500	-	500	-

Producto molido

+2,38	153	30,6	68,3	13,66	61	12,2
-2,38 +0,42	27,4	36,08	22,5	18,16	7,5	13,7
-0,4 +0,105	244	84,88	115,2	41,2	76,7	29,04
-0,10 +0,074	17	88,28	45	50,2	37	36,44
-0,07 +0,04	42,2	96,72	111,2	72,44	115,2	59,48
-0,044+0	12,6	99,24	136	99,64	198,8	99,24
Total	496,2	-	498,2	-	496,2	-

Observación:

A partir de esta tabla siempre las clases 0,074 y 0,044 mm -
aparecerán con valores de 74 y 44 MK.

Tabla 4.3.0. continuación

d = 7mm ϕ = 35mm Mineral alimentado

Clases mm		20 min		25 min		30 min	
		Gramos	%por más	Gramos	%por más	Gramos	%por más
-7	+4,76	200	40	208	41,6	200	40
-4,7	+2,38	125	65	126	66,8	128	65,6
-2,3	+0,84	79	80,8	87	84,2	92	84
-0,84	+0,59	29	86,6	17	87,6	19	87,8
-0,59	+0,21	30	92,6	35	94,6	27,0	93,2
-0,21	+ 74	17	96	17	98	24	98
- 74	+0	20	100	10	100	10	100
Total		500	-	500	-	500	-

Producto molido

	+2,38	45	9	35	7	13,5	2,7
-2,38	+0,42	2,7	9,54	2,3	7,46	1,2	2,94
-0,42	+0,105	39,3	17,4	21	11,66	8,8	4,7
-0,105	+ 74	33	24	14	14,46	9,5	6,6
- 74	+ 44	134	50,8	122	38,86	110	28,6
- 44	+ 0	245	99,8	305	99,86	155	99,6
Total		499	-	499,3	-	498	-

Tabla 4.3.1. Análisis granulométrico del producto molido

d = 12,5 mm \emptyset = 35 mm Mineral alimentado

Clases mm	5 min		10 min.		15 min	
	Granos	%por más	Granos	%por más	Granos	%por más
-12,5 + 10	65	13	60	12	59	11,8
-10 + 8	103	33,6	106	33,2	80	27,8
- 8 + 5	164	66,4	160	65,2	165	60,8
- 5 +2,38	82	82,8	78	80,8	75	75,8
- 2,3 +0,84	40	90,8	49	90,6	55	86,8
- 0,84 +0,59	10	92,8	18	94,2	16	90
- 0,59 +0,21	19	96,6	15	97,2	25	95
-0,21 + 74	11	98,8	9	99	17	98,4
- 74 + 0	6	100	5	100	8	100
Total	500	-	500	-	500	-

Producto molido

- 10 + 8	103	20,6	75	15	45	9
- 8 +4,76	91	33,8	90	33	49	18,8
-4,7 +2,38	30	44,8	13	35,6	12	21,2
-2,38 +0,42	20	48,8	11	37,8	14	24
-0,42 +0,105	95	67,8	85	54,8	60	36
-0,105 + 74	52	78,2	40	62,8	74	50,8
- 74 + 44	56	89,4	82	79,2	80	66,8
- 44 + 0	50	99,4	100	99,2	162	99,2
Total	497	-	496	-	496	-

Tabla 4.3.1. continuación

d = 12,5mm

$\emptyset = 35$ mm

Mineral alimentado

Clases mm		20 min		25 min		30 min	
		Gramos	%por más	Gramos	%por más	Gramos	%por más
-12,5	+10	53	11,6	56	11,2	59	11,8
-10	+ 8	100	31,6	105	32,2	104	32,6
- 8	+ 5	160	63,6	162	64,6	156	63,8
- 5	+2,38	80	79,6	71	78,8	72	78,2
-2,3	+0,84	46	88,8	42	87,2	50	88,2
-0,84	+0,59	15	91,8	13	89,8	15	91,2
-0,59	+0,21	18	95,4	26	95	24	96
-0,21	+ 74	14	98,2	18	98,6	14	98,2
- 74	+ 0	9	100	7	100	6	100
Total		500	-	500	-	500	-

Producto molido

- 10	+ 8	61	12,2	41	8,2	30	6
- 8	+4,76	50	22,2	42	16,6	30	12
-4,7	+2,38	10	24,2	4	17,4	5	13
-2,38	+0,42	12	26,6	6	18,6	3	13,6
-0,42	+0,105	32	33	15	21,6	8	15,2
-0,105	+ 74	35	40	23	26,2	17	18,6
- 74	+ 44	90	58	85	43,2	58	30,2
- 44	+ 0	206	99,2	281	99,4	347	99,6
Total		496	-	497	-	498	-

Tabla 4.3.2. Análisis granulométrico del producto molido

d = 17 mm ϕ = 35 mm Mineral Alimentado

Clases mm	5 min		10 min		15 min	
	Gramos	%por más	Gramos	%por más	Gramos	%por más
-17 + 16	10	2	23	4,6	25	5
-16 +12,5	48	11,6	54	15,4	55	16
-12,5 +10	125	36,6	77	30,8	107	37,4
-10 + 8	92	55	104	51,6	110	59,4
- 8 + 5	57	64,4	108	73,2	99	79,2
- 5 +2,38	60	78,4	55	84,2	45	88,2
-2,38 +0,84	48	88	33	90,8	27	93,6
-0,84 +0,59	12	90,4	10	92,8	8	95,2
-0,59 +0,21	30	96,4	15	95,8	15	98,2
-0,21 + 74	13	99	14	98,6	5	99,2
- 74 + 0	5	100	7	100	4	100
Total	500	-	500	-	500	-

Producto molido

-16 +12,5	45	9	60	12	42	8,4
-12,5 +10	74	23,8	38	19,6	46	17,6
-10 + 4,76	125	48,8	165	52,6	106	38,8
- 4,76 + 2,38	26	54	13	55,2	8	40,4
- 2,38 + 0,42	18	57,6	11	57,4	6	41,6
- 0,42 + 0,105	24	62,4	42	65,8	27	47
- 0,105+ 74	68	76	32	72,2	24	51,8
- 74 + 44	55	87	58	83,8	71	66
- 44 + 0	61	99,2	79	99,6	165	99
Total	496	-	498	-	495	-

Tabla 4.3.2 continuación

d = 17 mm \emptyset = 35 mm Mineral Alimentado

Clases mm	20 min		25 min		30 min	
	Granos	%por más	Granos	%por más	Granos	%por más
- 17 + 16	45	9	10	2	22	4,4
- 16 +12,5	48	18,6	68	15,6	58	16
-12,5 + 10	85	35,6	100	35,6	75	31
-10 + 8	100	55,6	95	54,6	90	49
- 8 + 5	95	74,6	90	72,6	93	67,6
- 5 +2,38	50	84,6	50	82,6	60	79,6
-2,38 +0,84	45	93,6	35	89,6	40	87,6
-0,84 +0,59	9	95,4	12	92	16	90,8
-0,59 +0,21	14	98,2	24	96,8	20	95,8
-0,21 + 74	6	99,4	10	98,8	13	98,4
- 74 + 0	3	100	6	100	8	100
Total	500	-	500	-	500	-

Producto molido

- 16 +12,5	49	9,8	40	8	52	10,4
-12,5 +10	37	17,2	30	14	26	15,6
-10 + 4,76	92	35,6	86	31,2	55	26,6
-4,76 + 2,38	10	37,6	5	32,2	5	27,6
-2,38 + 0,42	10	39,6	8	33,8	10	29,6
-0,42 + 0,105	22	44	19	37,6	12	32
-0,105 + 74	24	48,8	22	42	23	36,6
- 74 + 44	80	64,8	65	55	67	50
- 44 + 0	174	99,6	221	99,2	247	99,4
Total	498	-	496	-	497	-

Ya este diámetro de bola de 35 mm no lo emplearemos más

Tabla 4.3.3. Análisis granulométrico del producto molido

d= 7 mm ϕ = 37 y 31 mm Mineral Alimentado

Clases mm	5 min %por más		10 min %por más		15 min %por más	
	Granos		Granos		Granos	
- 7 +4,76	268	53,6	232	46,4	260	52
-4,76 +2,38	96	72,8	128	72	103	72,6
-2,38 +0,84	80	88,8	70	86	67	86
-0,84 +0,59	12	91,2	16	89,2	15	89
-0,59 +0,21	28	96,8	28	94,8	31	95,2
-0,21 + 74	11	99	16	98	17	98,6
- 74 + 0	5	100	10	100	7	100
Total	500	-	500	-	500	-

Producto Molido

- 7 +2,38	177	35,4	133	26,6	81	16,2
-2,38+0,42	20	39,4	14	29,4	5	17,2
-0,42+0,105	131	65,6	95	48,4	50	27,2
-0,105+ 74	43	74,2	32	54,8	57	38,6
- 77 + 44	47	83,6	81	71	95	57,6
- 44 + 0	78	99,2	141	99,2	210	99,6
Total	496	-	496	-	498	-

Tabla 4.3.3. continuación

$\bar{d} = 7 \text{ mm}$ $\emptyset = 37 \text{ y } 31 \text{ mm}$ Mineral Alimentado

Clases mm	20 min		25 min		30 min	
	Gramos	%por más	Gramos	%por más	Gramos	%por más
- 7 +4,76	230	46	211	42,2	220	44
-4,76 +2,38	147	75,4	130	68,2	118	67,6
-2,38 +0,84	76	90,6	84	85	88	85,2
-0,84 +0,59	11	92,8	16	88,2	23	89,8
-0,59 +0,21	21	97	35	95,2	19	93,6
-0,21 + 74	10	99	16	98,4	20	97,6
- 74 + 0	5	100	8	100	12	100
Total	500	-	500	-	500	-

Producto Molido

- 7 +2,38	50	10	42	8,4	28	5,6
-2,38 +0,42	5	11	4	9,2	3	6,2
-0,42 +0,105	37	18,4	19	13	12	8,6
-0,105+ 74	44	27,2	42	21,4	27	14
- 74+ 44	108	48,8	92	39,8	102	34,4
- 44+ 0	252	99,2	298	99,4	325	99,4
Total	496	-	497	-	497	-

Tabla 4.3.4. Análisis granulométrico del producto molido

d = 12.5 mm \emptyset = 37 y 31 mm Mineral Alimentado

Clases mm	5 min		10 min		15 min	
	Granos	%por más	Granos	%por más	Granos	%por más
-12,5 + 10	116	23,2	167	33,4	120	24
-10 + 8	140	51,2	95	52,4	150	54
- 8 + 5	132	77,6	102	72,8	120	78
- 5 +2,38	60	89,6	47	82,2	55	89
-2,38 +0,84	25	94,6	36	89,4	25	94
-0,84 +0,59	7	96	10	91,4	8	95,6
-0,59 +0,21	10	98	20	95,4	12	98
-0,21 + 74	5	99	12	97,8	7	99,4
- 74 + 0	5	100	11	100	3	100
Total	500	-	500	-	500	-

Producto Molido

- 10 + 8	165	33	157	31,4	104	20,8
- 8 +4,76	120	57	105	52,4	96	40
-4,76 +2,38	25	62	12	54,8	13	42,6
-2,38 +0,42	11	64,2	10	56,8	6	43,8
-0,42 +0,105	57	75,6	49	66,6	23	48,4
-0,105 + 74	30	81,6	32	73	30	56
- 74 + 44	42	90	70	87	65	69
- 44 + 0	47	99,4	60	99	151	99,2
Total	497	-	495	-	496	-

Tabla 4.3.4. continuación

d = 12,5 \emptyset = 37 y 31 mm Mineral Alimentado

Clases mm	20 min		25 min		30 min	
	Gramos	%por más	Gramos	%por más	Gramos	%por más
-12,5 + 10	121	24,2	50	10	96	19,2
- 10 + 8	130	50,2	150	40	123	43,8
- 8 + 5	112	72,6	132	66,4	134	70,6
- 5 +2,38	60	84,6	65	79,4	64	83,4
-2,38 +0,84	40	92,6	40	87,4	41	91,6
-0,84 +0,59	8	94,2	10	89,4	9	93,4
-0,59 +0,21	16	97,4	28	95	15	96,4
-0,21 + 74	10	99,4	15	98	11	98,6
- 74 + 0	3	100	10	100	7	100
Total	500	-	500	-	500	-

Producto Molido

- 10 + 8	80	16	65	13	61	12,2
- 8 +4,76	65	29	60	25	60	24,2
-4,76 +2,38	7	30,4	5	26	4	25
-2,38 +0,42	6	31,6	4	26,8	4	25,8
-0,42 +0,105	19	35,4	11	29	14	28,6
-0,105 + 74	24	40,2	18	32,6	17	32
- 74 + 44	67	53,6	77	48	60	44
- 44 + 0	230	99,6	257	99,4	278	99,6
Total	498	-	497	-	498	-

Tabla 4.3.5 Análisis granulométrico del producto molido

d = 17 mm ϕ = 37 y 31 mm Mineral Alimentado

Clases mm	5 min		10 min		15 min	
	Granos	%por más	Granos	%por más	Granos	%por más
- 17 + 16	20	4	20	4	15	3
- 16 +12,5	58	15,6	60	16	55	14
-12,5 + 10	80	31,6	102	36,4	90	32
- 10 + 8	110	53,6	100	56,4	105	53
- 8 + 5	120	77,6	85	73,4	102	73,4
- 5 +2,38	39	85,4	56	84,6	47	82,8
-2,38 +0,84	29	91,2	30	90,6	26	88
-0,84 +0,59	10	93,2	9	92,4	12	90,4
-0,59 +0,21	16	96,4	23	97	20	94,4
-0,21 + 74	12	98,8	10	99	18	98
- 74 + 0	6	100	5	100	10	100
Total	500	-	500	-	500	-

Producto Molido

- 16 +12,5	74	14,8	30	6	60	12
-12,5 + 10	65	27,8	65	19	56	23,2
- 10 +4,76	190	65,8	138	46,6	120	47,2
-4,76 +2,38	27	71,2	16	49,8	10	49,2
-2,38 +0,42	13	73,8	6	51	5	50,2
-0,42 +0,105	52	84,2	36	58,2	17	53,6
-0,105 + 74	24	89	35	65,2	17	57
- 74 + 44	32	95,4	60	77,2	55	68
- 44 + 0	20	99,4	110	99,2	157	99,4
Total	497	-	496	-	497	-

Tabla 4.3.5. continuación

d = 17 mm \emptyset = 37 y 31 mm Mineral Alimentado

Clases mm	20 min		25 min		30 min	
	Granos	%por más	Granos	%por más	Granos	%por más
- 17 + 16	40	8	75	15	45	9
- 16 +12,5	38	15,6	60	27	60	21
-12,5 + 10	70	29,6	110	49	85	38
- 10 + 8	91	47,8	90	67	103	58,6
- 8 + 5	137	75,2	80	83	98	78,2
- 5 + 2,38	57	86,6	38	90,6	47	87,6
-2,38 + 0,84	35	93,6	20	94,6	30	93,6
-0,84 + 0,59	10	95,6	5	95,6	7	95
-0,59 + 0,21	11	97,8	11	97,8	13	97,6
-0,21 + 74	6	99	7	99,2	7	99
- 74 + 0	5	100	4	100	5	100
Total	500	-	500	-	500	-

Producto Molido

- 16 +12,5	50	10	55	11	55	11
-12,5 + 10	28	15,6	21	15,2	35	18
- 10 +4,76	110	37,6	95	34,2	84	34,8
-4,76 +2,38	5	38,6	5	35,2	8	36,4
-2,38 +0,42	4	39,4	3	35,8	4	37,2
-0,42 +0,105	13	42	11	38	10	39,2
-0,105+ 74	19	45,8	25	43	13	41,8
- 74+ 44	60	57,8	53	53,6	55	52,8
- 44+ 0	210	99,8	229	99,4	231	99
Total	499	-	497	-	495	-

Ya este diámetro de bola de 37 y 31 mm mezclado no lo emplearemos más.

Tabla 4.3.6. Análisis granulométrico del producto molido

d = 7 mm $\phi = 30$ mm Mineral Alimentado

Clases mm	5 min		10 min		15 min	
	Gramos	%por más	Gramos	%por más	Gramos	%por más
- 7 +4,76	217	43,4	212	42,4	186	37,2
-4,76 +2,38	110	65,4	129	68,2	120	61,2
-2,38 +0,84	86	82,6	84	85	90	79,2
-0,84 +0,59	20	86,6	18	88,6	20	83,2
-0,59 +0,21	37	94	33	95,2	48	92,8
-0,21 + 74	18	97,6	15	98,2	25	97,8
- 74 + 0	2	100	9	100	11	100
Total	500	-	500	-	500	-

Producto Molido

- 7 +2,38	200	40	151	30,2	107	21,4
-2,38 +0,42	23	44,6	20	34,2	11	23,6
-0,42 +0,105	85	61,6	55	45,2	26	28,8
-0,105+ 74	35	68,6	43	53,8	35	35,8
- 74+ 44	50	78,6	70	67,8	80	51,8
- 44+ 0	105	99,6	159	99,6	236	99
Total	498	-	498	-	495	-

Tabla 4.3.6. continuación

d = 7 mm Ø = 30 mm Mineral Alimentado

Clases mm	20 min		25 min		30 min	
	Gramos	%por más	Gramos	%por más	Gramos	%por más
- 7 +4,76	214	42,8	200	40	174	34,8
-4,76 +2,38	116	66	127	65,4	123	59,4
-2,38 +0,84	80	82	91	83,6	100	79,4
-0,84 +0,59	20	86	21	87,8	25	84,4
-0,59 +0,21	35	93	40	95,8	46	93,6
-0,21 + 74	23	97,6	15	98,8	22	98
- 74 + 0	12	100	6	100	10	100
Total	500	-	500	-	500	-

Producto molido

- 7 +2,38	88	17,6	64	12,8	55	11
-2,38 +0,42	6	18,8	4	13,6	4	11,8
-0,42 +0,105	12	21,2	8	15,2	8	13,4
-0,105+ 74	19	25	11	17,4	10	15,4
- 74+ 44	72	39,4	60	29,4	50	25,4
- 44+ 0	300	99,4	349	99,2	372	99,8
Total	497	-	496	-	499	-

Tabla 4.3.7. Análisis granulométrico del producto molido

d = 12,5 mm Ø = 30 mm Mineral Alimentado

Clases mm	5 min		10 min		15 min	
	Gramos	%por más	Gramos	%por más	Gramos	%por más
- 12,5 + 10	70	14	85	17	96	19,2
- 10 + 8	112	36,4	119	40,8	147	48,6
- 8 + 5	138	64	135	67,8	115	71,6
- 5 +2,38	80	80	65	80,8	55	82,6
-2,38 +0,84	50	90	45	89,8	41	90,8
-0,84 +0,59	10	92	10	91,8	10	92,8
-0,59 +0,21	20	96	22	96,2	20	96,8
-0,21 + 74	10	98	11	98,4	10	98,8
- 74 + 0	10	100	8	100	6	100
Total	500	-	500	-	500	-

Producto Molido

- 10 + 8	135	27	105	21	95	19
- 8 +4,76	110	49	122	45,4	120	43
-4,76 +2,38	47	58,4	27	50,8	15	46
-2,38 +0,42	15	61,4	6	52	4	46,8
-0,42 +0,105	39	69,2	14	54,8	9	48,6
-0,105 + 74	26	74,4	20	58,8	12	51
- 74 + 44	50	84,4	55	69,8	46	60,2
- 44 + 0	74	99,2	150	99,8	95	99,2
Total	496	-	499	-	496	-

Tabla 4.3.7. continuación

d = 12,5 \emptyset = 30 mm Mineral Alimentado

Clases mm	20 min		25 min		30 min	
	Gramos	%por más	Gramos	%por más	Gramos	%por más
-12,5 + 10	98	19,6	80	16	57	11,4
- 10 + 8	92	38	115	39	110	33,4
- 8 + 5	111	60,2	130	65	142	61,8
- 5 +2,38	75	75,2	70	79	72	76,2
-2,38 +0,84	55	86,2	52	89,4	57	87,6
-0,84 +0,59	15	89,2	10	91,4	15	90,6
-0,59 +0,21	30	95,2	20	95,4	23	95,2
-0,21 + 74	14	98	13	98	15	98,2
- 74 + 0	10	100	10	100	9	100
Total	500	-	500	-	500	-

Producto Molido

- 10 + 8	95	19	70	14	55	11
- 8 +4,76	75	34	85	31	90	29
-4,76 +2,38	15	37	11	33,2	10	31
-2,38 +0,42	4	37,8	5	34,2	5	32
-0,42 +0,105	8	39,4	9	36	6	33,2
-0,105+ 74	12	41,8	8	37,6	7	34,6
- 74+ 44	46	51	40	45,6	32	41
- 44+ 0	242	99,4	270	99,6	291	99,2
Total	497	-	498	-	496	-

Tabla 4.3.8. Análisis granulométrico del producto molido
d = 17 mm $\emptyset = 30$ min Mineral Alimentado

Clases mm	5 min		10 min		15 min	
	Granos	%por más	Granos	%por más	Granos	%por más
- 17 + 16	8	1,6	16	3,2	10	2
- 16 +12,5	26	6,8	32	9,6	64	14,8
-12,5 +10	92	25,2	80	25,6	88	32,4
-10 + 8	113	47,8	92	44	103	53
- 8 + 5	141	76	135	71	110	75
- 5 +2,38	60	88	70	85	45	84
-2,38 +0,84	30	94	39	92,8	35	91
-0,84 +0,59	7	95,4	8	94,4	10	93
-0,59 +0,21	10	97,4	15	97,4	18	96,6
-0,21 + 74	8	99	8	99	11	98,8
- 74 + 0	5	100	5	100	6	100
Total	500	-	500	-	500	-

Producto Molido

- 16 +12,5	25	5	30	6	50	10
-12,5 +10	61	17,2	51	16,2	57	21,4
-10 +4,76	210	59,2	170	50,2	135	48,4
-4,76 +2,38	37	66,6	25	55,2	18	52
-2,38 +0,42	9	68,4	5	56,2	5	53
-0,42 +0,105	28	74	15	59,2	8	54,6
-0,105+ 74	15	77	18	62,8	10	56,6
- 74+ 44	35	84	50	72,8	38	64,2
- 44+ 0	76	99,2	134	99,6	176	99,4
Total	496	-	498	-	497	-

Tabla 4.3.8. continuación

d = 17 mm

$\emptyset = 30$ min

Mineral Alimentado

Clases mm	20 min		25 min		30 min	
	Granos	%por más	Granos	%por más	Granos	%por más
- 17 + 16	13	2,6	20	4	28	5,6
- 16 +12,5	53	13,2	30	10	34	12,4
-12,5 + 10	50	23,2	90	23	73	27
-10 + 8	85	40,2	85	45	105	48
- 8 + 5	103	60,8	117	68,4	102	68,4
- 5 +2,38	60	72,8	60	80,4	56	79,6
-2,38 +0,84	51	83	43	89	48	89,2
-0,84 +0,59	12	85,4	10	91	15	92,2
-0,59 +0,21	36	92,6	25	96	24	97
-0,21 + 74	24	97,4	15	99	10	99
- 74 + 0	13	100	5	100	5	100
Total	500	-	500	-	500	-

Producto Molido

- 16 +12,5	20	4	21	4,2	25	5
-12,5 +10	40	12	31	10,4	25	10
-10 +4,76	126	37,2	115	33,4	120	34
-4,76 +2,38	11	39,4	10	35,4	8	35,6
-2,38 +0,42	3	40	4	36,2	3	36,2
-0,42 +0,105	7	41,4	6	37,4	5	37,2
-0,105+ 74	8	43	7	38,8	6	38,6
- 74+ 44	41	51,2	31	45	26	43,6
- 44+ 0	240	99,2	272	99,4	281	99,8
Total	496	-	497	-	499	-

4.4. Conclusiones del empleo de diferentes diámetros de bolas y de diferentes tamaños de mineral alimentado a la molienda.

Tabla 4.4.0. Características de las bolas empleadas

Diámetros de las bolas	mm	Peso	Kg	Area	cm ²
	35		9,6		1847,2564
	37		5,125		1026,4839
	31		4,5		1075,21
	Total		9,625		2101,6939
	30		9,48		2375,0439

Como se puede apreciar la diferencia entre los diámetros de las bolas empleadas, no es muy grande y por lo tanto la diferencia entre las áreas de estas tampoco es grande.

Con los datos obtenidos durante la cinética de molienda realizamos la tabla 4.4.1. en base a la cual será analizada la influencia del tamaño del mineral alimentado a la molienda, así como de los diámetros de bolas empleados.

Tabla 4.4.1. Datos obtenidos en las 9 corridas de la molienda
(Cinética de molienda)

Tamaño de mi- neral alimen- tado.	T. min	Diámetro 35 mm		Diámetro 37 y 31 mm		Diámetro 30 mm	
		% per más 74 MK . 44 MK	% per más 44 MK	% per más 74 MK . 44 MK	% per más 44 MK	% per más 74 MK . 44 MK	% per más 44 MK
7 mm	5	88	97	74	84	69	79
	10	50	72	55	71	54	68
	15	36	59	39	58	36	52
	20	24	51	27	49	25	39
	25	14	39	21	40	17	29
	30	7	29	14	34	15	25
12,5 mm	5	78	89	82	90	74	84
	10	63	79	73	87	59	70
	15	51	67	56	69	51	60
	20	40	58	40	54	42	51
	25	26	43	33	48	38	46
	30	19	30	32	44	35	41
17 mm	5	76	87	89	95	77	84
	10	72	84	65	77	63	73
	15	52	66	57	68	57	64
	20	49	65	46	58	43	51
	25	42	55	43	54	39	45
	30	37	50	42	53	38	44

Del análisis de las tablas anteriores podemos afirmar que:

- Para bolas grandes 35 mm de diámetro.

A medida que aumenta el tiempo de molienda independientemente del tamaño del mineral alimentado aumenta el % en peso de la clase preparada (- 74 MK y - 44 MK).

A medida que aumenta el tamaño del mineral alimentado al molino se va obteniendo menor % en peso de la clase preparada para los mismos tiempos, estos solo no se cumple para 5 minutos de molienda.

- Para la mezcla de bolas 37 y 31 mm. de diámetro.

Para este diámetro de bolas a medida que aumenta el tiempo de molienda aumenta el % en peso de la clase preparada independientemente del tamaño del mineral alimentado, aunque estos es solo hasta 25 minutos ya que desde 25 hasta 30 minutos el aumento de la clase preparada es pequeña para los tamaños de mineral de 12,5 y 17 mm.

A medida que aumenta el tamaño del mineral alimentado a la molienda el % en peso de la clase preparada va disminuyendo para los mismos tiempos, esto se cumple siempre.

- Para bolas pequeñas 30 mm de diámetro.

A medida que aumenta el tiempo de molienda aumenta el % en peso de la clase preparada, independientemente del tamaño del mineral alimentado al molino, pero solo se produce un aumento significativo hasta 25 minutos, ya que desde 25 hasta 30 minutos el aumento de la clase preparada no es muy significativo para los 3 tamaños de mineral alimentado.

A medida que aumenta el tamaño alimentado a la molienda el % en peso de la clase preparada va disminuyendo para los mismos tiempos de molienda, esto se cumple siempre.

- Para 7 mm de mineral alimentado.

Para este tamaño de mineral alimentado analizando las dos clases es decir -74 MK y -44 MK, el diámetro de las bolas que logra mayor % en peso de la clase preparada hasta 20 minutos aproximadamente es el diámetro de bola de 30 mm, -

a partir de 25 minutos es el diámetro de bolas de 35 mm .
o Para 12,5 mm de mineral alimentado.

Para este tamaño de mineral, analizando las clases -74 y -44 MK el diámetro de bolas que logra mayor % en peso de la clase preparada hasta 20 minutos aproximadamente es el diámetro de bolas de 30 mm a partir de 25 minutos es el diámetro de bolas de 35 mm.

o Para 17 mm de mineral alimentado.

Para este tamaño de mineral la variación de los % en peso de la clase -74 MK para cada tiempo es muy variable, es decir unas veces logra mayor % en peso de la clase preparada el diámetro de bolas de 35 mm y otras el de 30 mm. Para la clase -44 MK siempre logra mayor % en peso de estas es el diámetro de bolas de 30 mm.

4.4.2. Concluyendo.

La diferencia entre los diámetros de bolas empleadas por nosotros no es muy significativa, pues empleamos los siguientes diámetros:

Diámetro 1 = 35 mm

Diámetro 2 = 37 y 31 mm mezclados

Diámetro 3 = 30 mm

La cantidad total de experimentos realizados por nosotros fue grande, pero no repetimos ningún experimento.

No obstante los resultados obtenidos por nosotros podemos afirmar que:

- o El tamaño del mineral alimentado a la molienda influye en la molibilidad del mineral. En nuestro caso el aumento de este influye negativamente.
- o La variación de los diámetros de bolas empleados también influyen en la molibilidad del mineral.
- o El área de las bolas influye en la molibilidad del mineral, en nuestro caso al aumentar el área aumenta la molibilidad hasta los 20 minutos de molienda.

- o Al aumentar el tamaño del mineral alimentado a la molienda no aumenta la productividad del molino independientemente del diámetro de bolas empleados lo cual puede estar dado a nuestro juicio por las causas siguientes:
 - a) El diámetro de las bolas empleado no es el idóneo teniendo en cuenta la fórmula del científico soviético — Razumov, esta se encuentra en el capítulo 3 del trabajo, texto 6.
 - b) Probablemente el coeficiente de llenado del molino debe ser aumentado con el objetivo de favorecer el cambio del régimen de trabajo.
 - c) Aumentar la velocidad de rotación del molino, esto en nuestras condiciones es difícil.
- o El diámetro de las bolas óptimo depende del tiempo de molienda y del tamaño de mineral que se alimente a la molienda, el cual a su vez depende de las condiciones con que se cuenten para poder realizar el montaje de la sección de trituración.
- o En nuestro caso para tiempo de molienda hasta 20 minutos — independientemente del tamaño de mineral alimentado el diámetro de bolas que logra más rápidamente el mayor % en peso de la clase -74 y -44 es el de 30 mm, para el tamaño de 17mm con la clase -74 MK hubo ciertas variaciones y para tiempos de 25 minutos en adelante el diámetro de bolas que logra mayor % en peso de la clase preparada es 35 mm.

Estas conclusiones obtenidas son para nuestras condiciones — de molienda, no son afirmaciones categóricas ya que al aumentar el tamaño del mineral alimentado no aumenta la productividad del molino como plantea la ley de Rittinger.

Nosotros por no contar con las bolas cuyos diámetros tuviesen una diferencia notable nos vimos obligado a emplear estas. Además las dimensiones del molino no permiten el empleo de diámetros de bolas mayores.

De acuerdo a los resultados obtenidos en el esquema de trituración seleccionado por nosotros y teniendo en cuenta — que en la primera etapa de molienda moleremos hasta el 40% de la clase -74 MK el diámetro de bolas que se debe emplear es el de 30 mm, ya que el mismo logra moler cuando se le — alimenta un tamaño de mineral de 12,5 mm hasta el 41% de la clase -74 MK en 10 minutos.

4.5. Determinación de las ecuaciones de la cinética de molienda

Con los resultados obtenidos en las cinética de molienda — (durante las 99 corridas de molienda) podemos graficar los — mismos para construir las curvas de moliabilidad para las diferentes cargas de bolas y los diferentes tamaños de mineral. Serán graficados en un sistema de coordenadas cartesianas y las mismas aparecen a continuación.

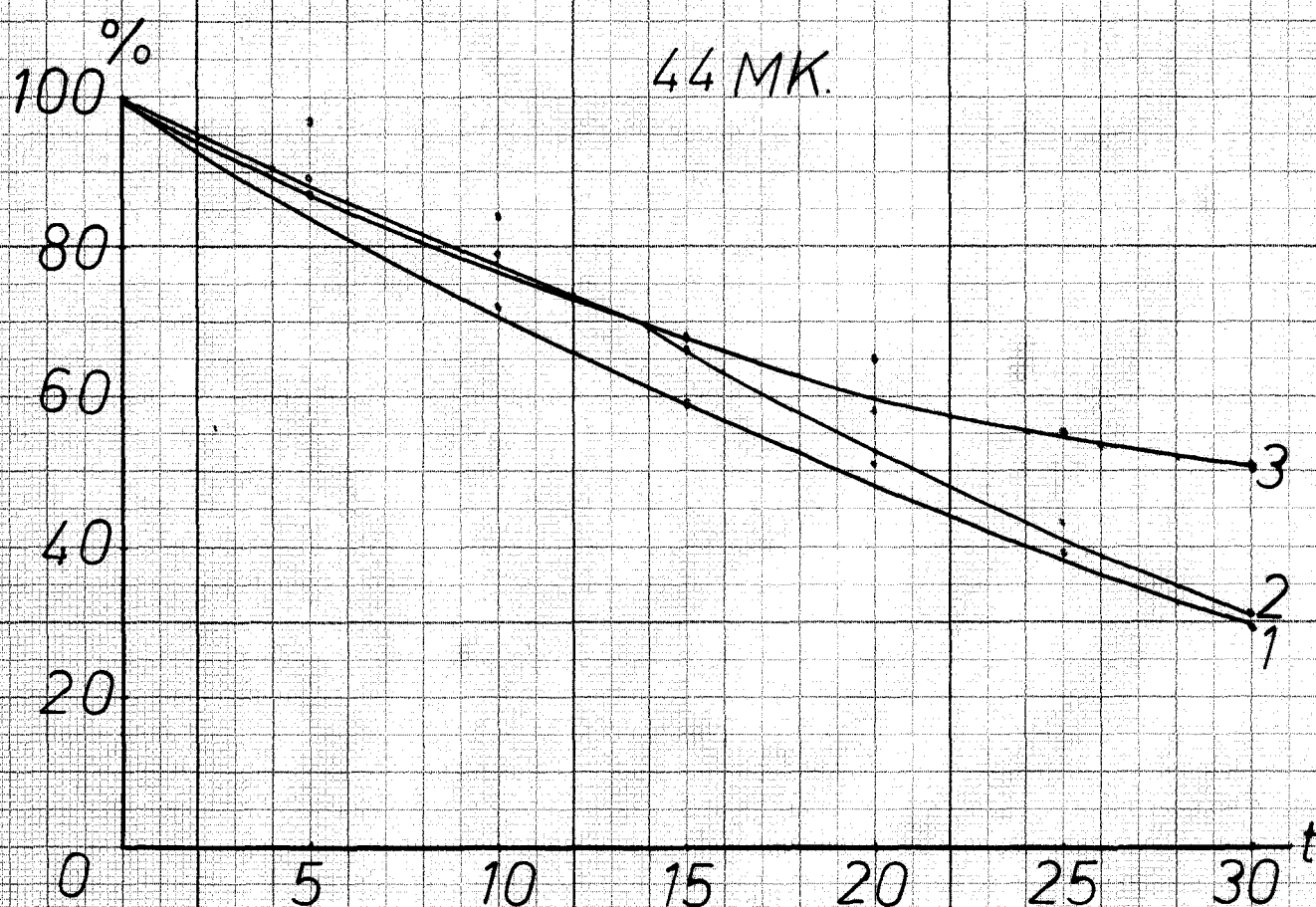
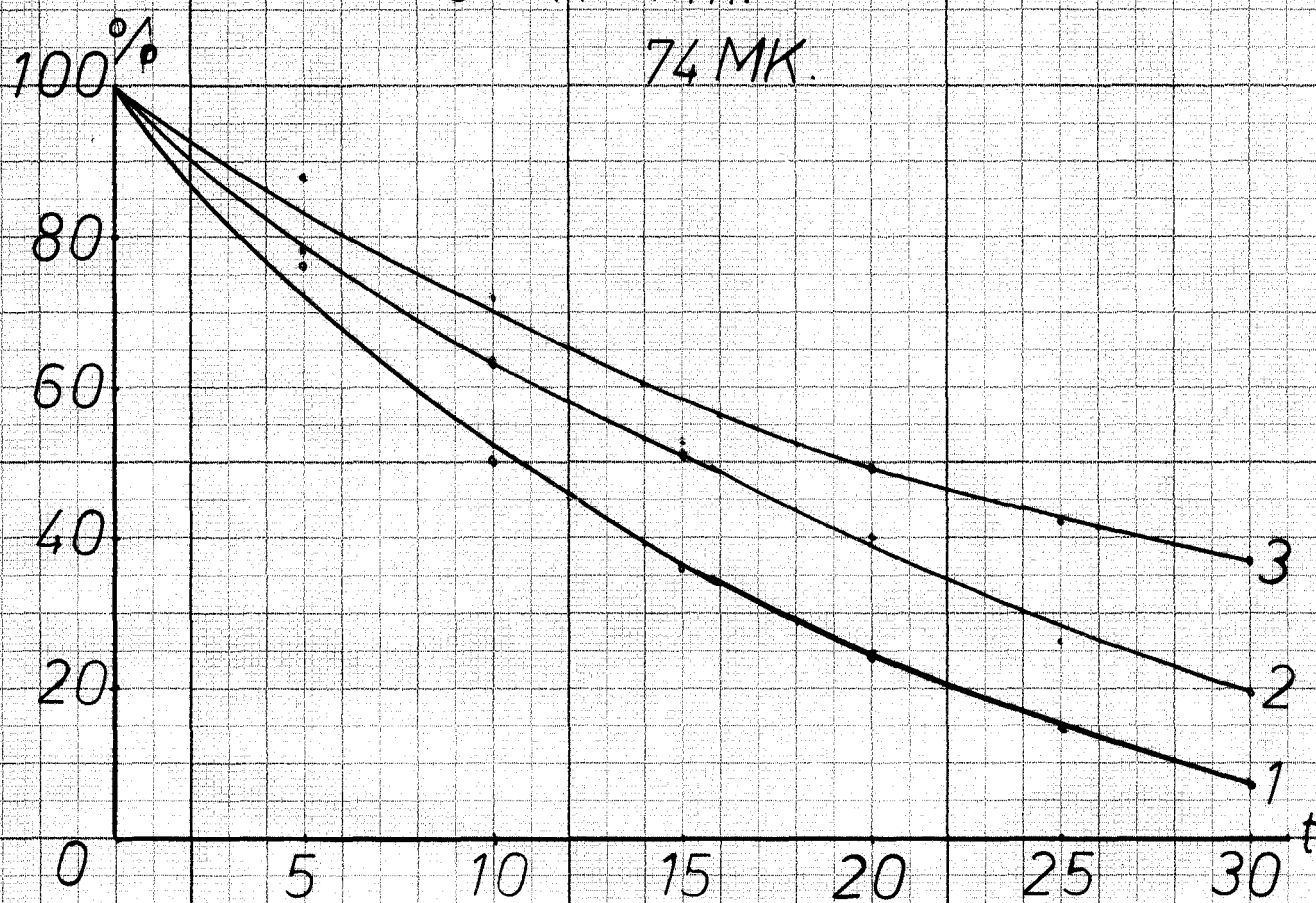
Curvas de la Cinética de Molienda.

 $\emptyset = 35 \text{ mm.}$

• 1 = 7 mm.

• 2 = 12,5 mm.

• 3 = 17 mm.



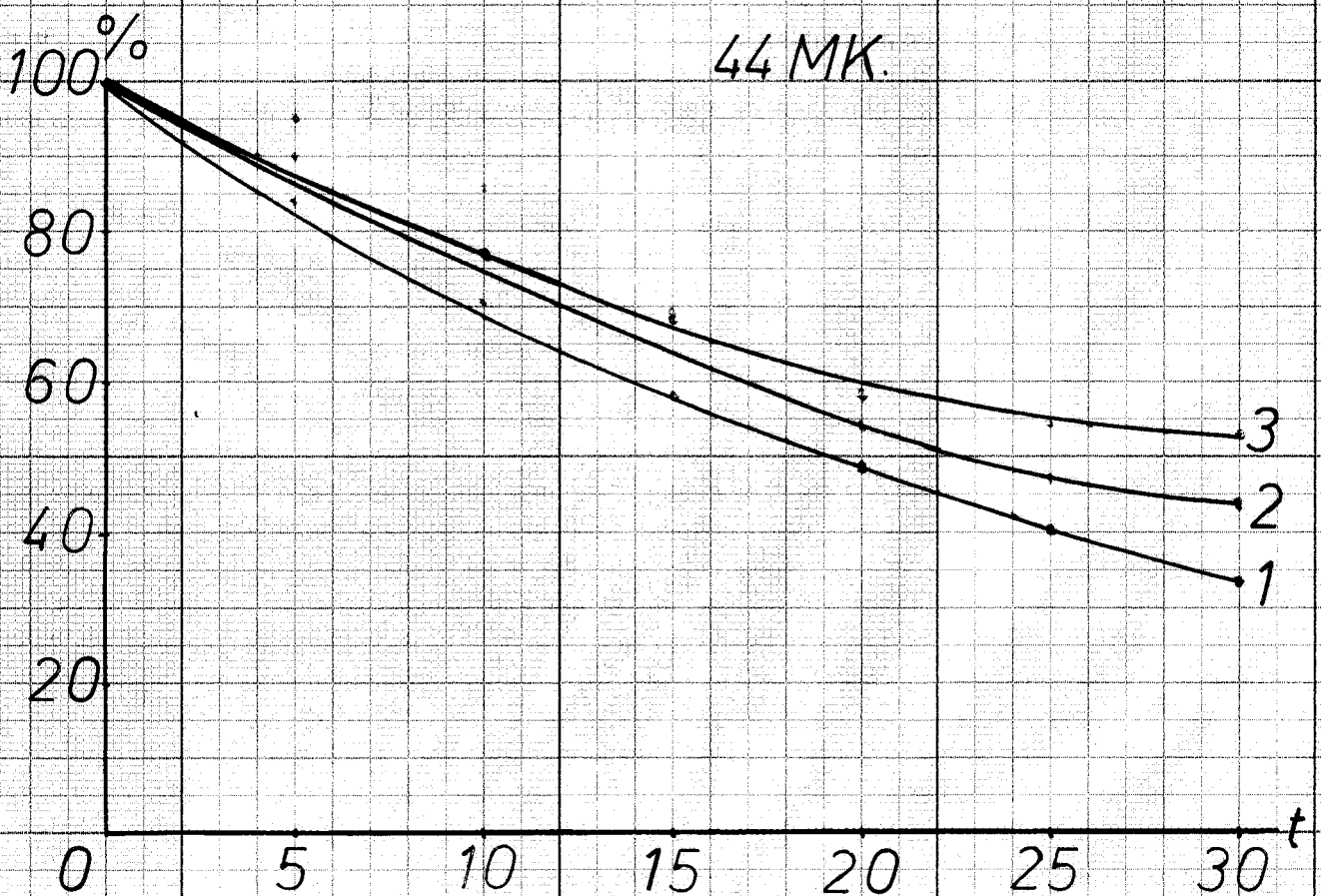
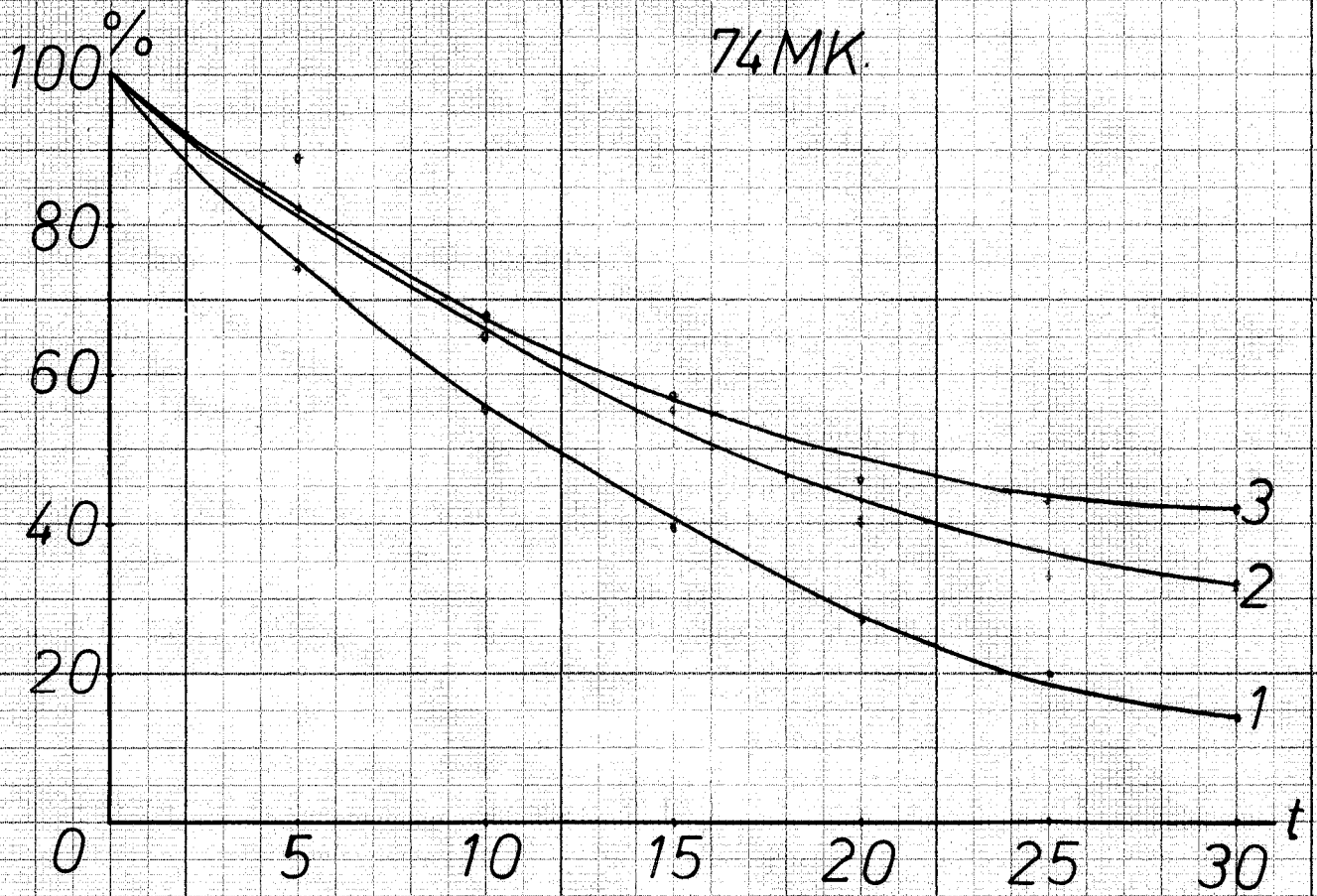
Curvas de la Cinética de Molienda.

 $\varnothing = 31$ y 37 mm.

•1 = 7mm.

•2 = 12,5mm.

•3 = 17mm.



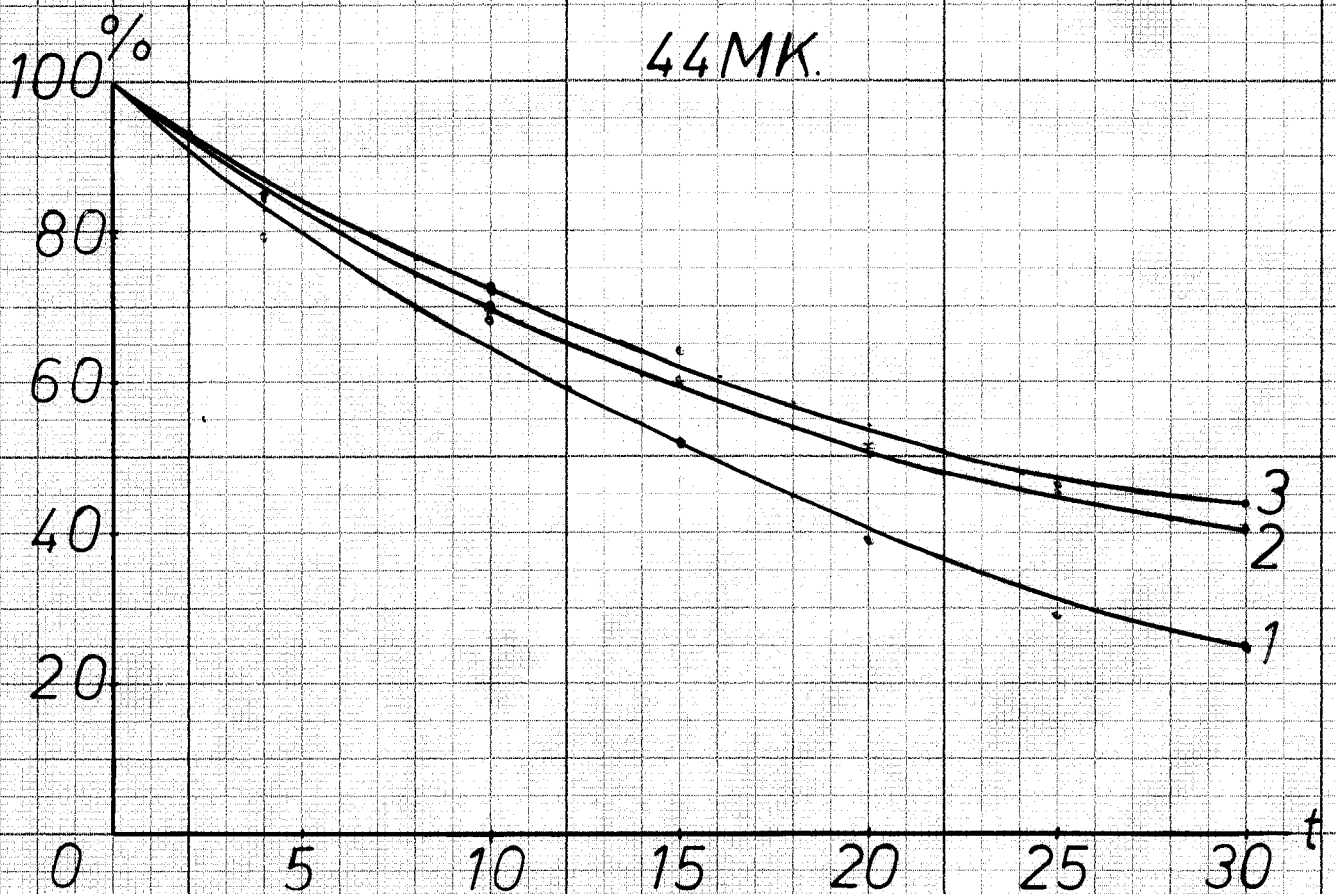
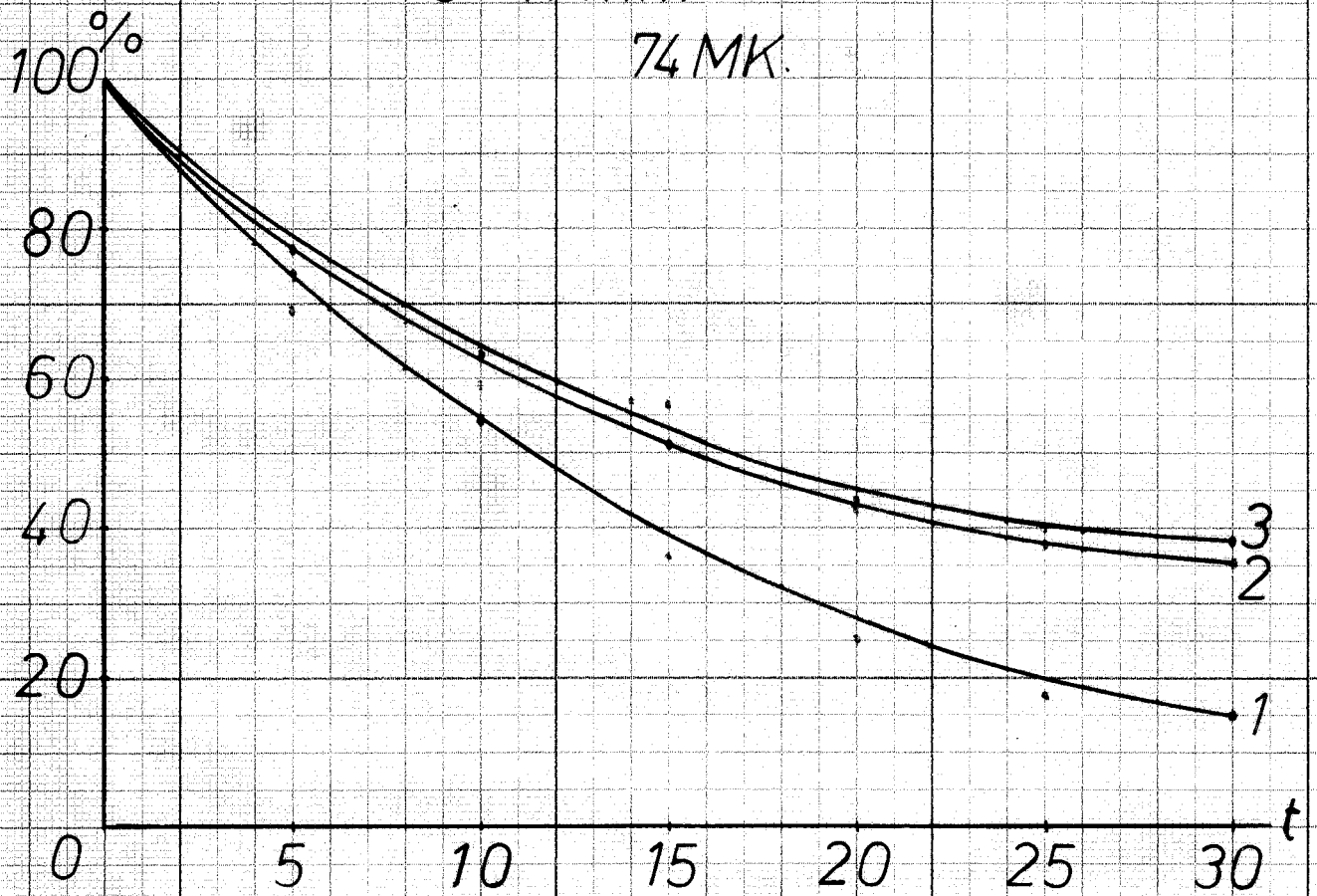
Curvas de la Cinética de Molienda.

 $\emptyset = 30 \text{ mm.}$

• 1 = 7 mm.

• 2 = 12.5 mm.

• 3 = 17 mm.



Para la clase 74 MK realizaremos estas curvas de la cinética de molienda en un sistema coordenado semilogarítmico y las aproximamos por el método de los mínimos cuadrados, para poder determinar la ecuación de la cinética de la molienda de nuestro mineral en las condiciones de laboratorio empleadas por nosotros tomando la ecuación de Tóvarev.

$$Q = Q_0 e^{-k t^m}$$

Donde:

Q_0 y Q = Peso de la clase gruesa que se alimenta al molino y que se obtiene después de un tiempo t de molienda respectivamente.

t = Tiempo de molienda.

k = Coeficiente constante que depende de las condiciones de molienda.

m = Coeficiente que depende del carácter del mineral molido.

Los parámetros m y k se pueden obtener aplicando doble logaritmicación mediante las fórmulas:

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

$$A = \lg \frac{Q_0}{Q}$$

$$\lg k_0 = \lg A - m \lg t$$

y después de obtener los valores de m se pueden calcular los valores de k .

$$K = \frac{k_0}{\lg e}$$

Para calcular m siempre empleamos los tiempos siguientes:

$$t_2 = 25 \text{ min} \quad t_1 = 10 \text{ min}$$

$$t_2 = 20 \text{ min} \quad t_1 = 10 \text{ min}$$

Las curvas de la cinética de molienda en papel semilogarítmico se representan a continuación solamente para la clase 74K.

Curvas de Movilidad.
 $\phi = 35 \text{ mm.}$

$\frac{Q}{Q_0}$

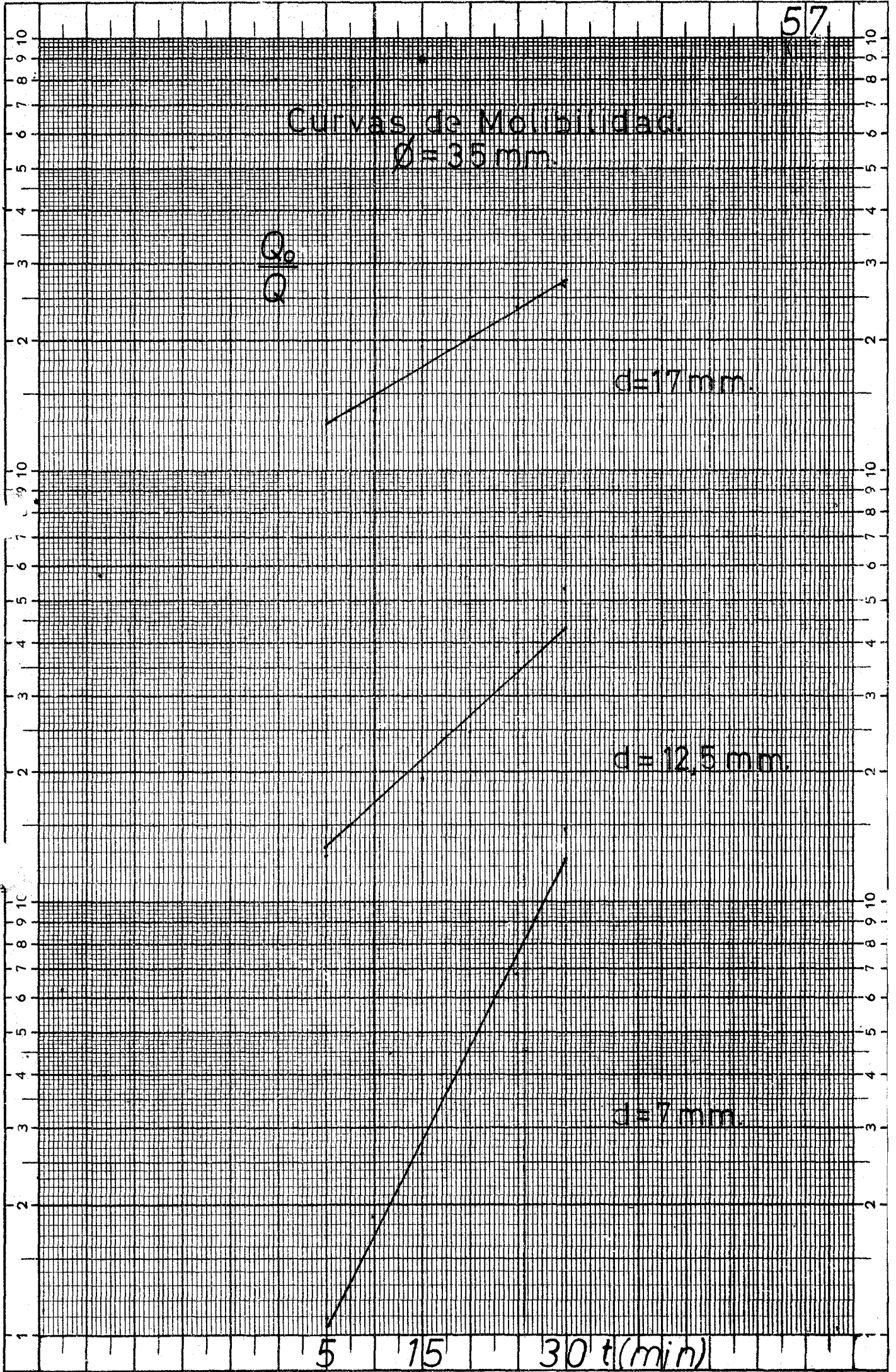
$d = 17 \text{ mm.}$

$d = 12,5 \text{ mm.}$

$d = 7 \text{ mm.}$

5 15 30 t (min)

Nr. 496



Curvas de Movilidad

$\phi = 37$ y 31 mm.

$\frac{Q_0}{Q}$

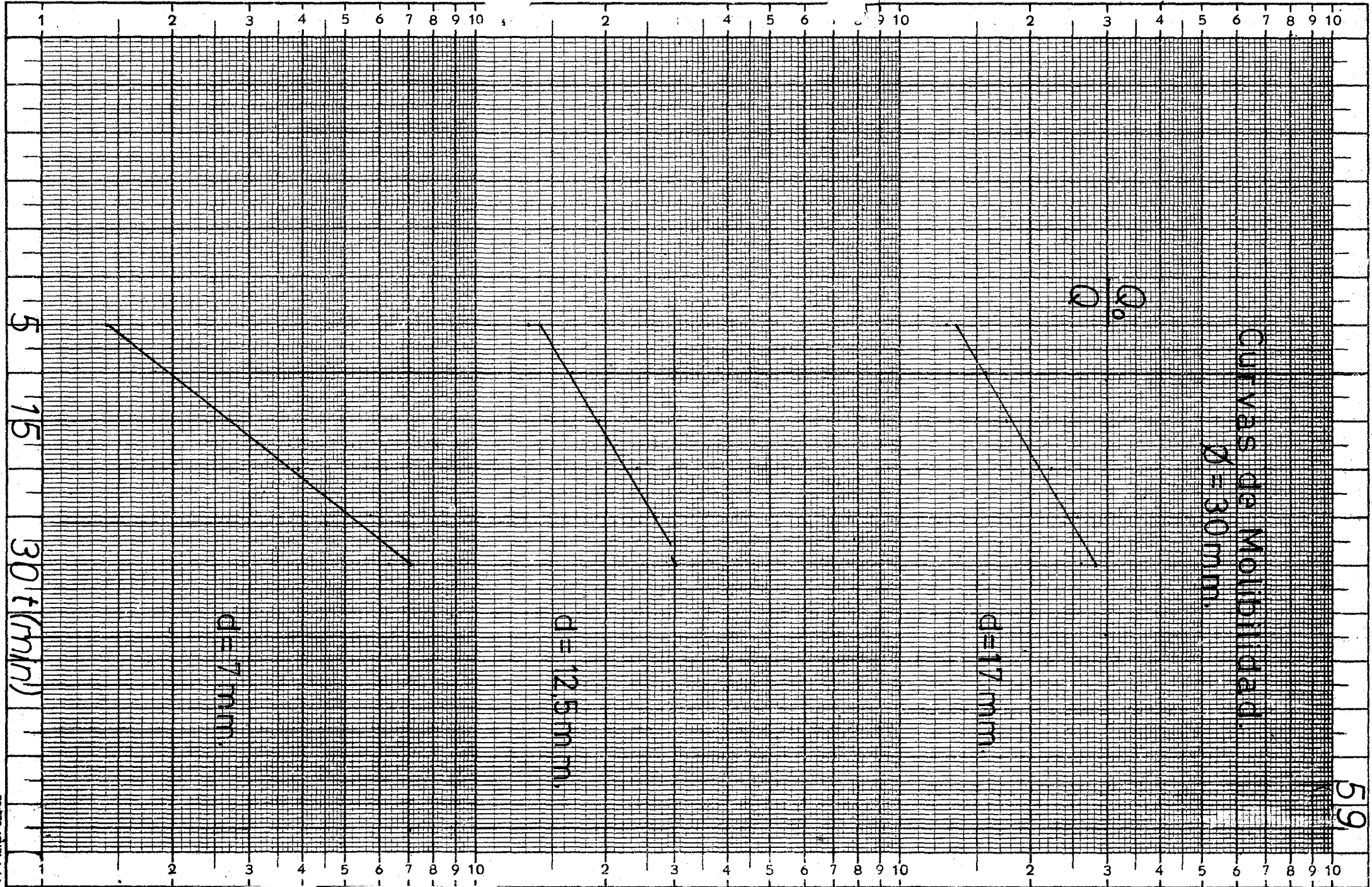
$d = 17$ mm.

$d = 12.5$ mm.

$d = 7$ mm.

5 15 30 t (min)

Nr. 496



Curvas de Mobilidad.
 $d = 30$ mm.

15
15
30 t (min)

$d = 7$ mm.

$d = 12.5$ mm.

$d = 17$ mm.

Para calcular los valores de m y k construiremos las siguientes tablas:

Tabla 4.5.0. Logaritmo de los tiempos empleados

Tiempos min.	$\lg t$
5	0,69897
10	1
15	1,176091
20	1,30103
25	1,39794
30	1,477121

Tabla 4.5.1. Valores de la clase + 74 μ R antes y después de t tiempo de molienda.

t	Primera Corrida			segunda Corrida		
	$\frac{Q_0}{Q_1}$	$\lg \frac{Q_0}{Q_1}$	$\lg (\lg \frac{Q_0}{Q_1})$	$\frac{Q_0}{Q_2}$	$\lg \frac{Q_0}{Q_2}$	$\lg (\lg \frac{Q_0}{Q_2})$
5	1,05	0,021	-1,673	1,32	0,12	-0,918
10	1,72	0,235	-0,627	1,68	0,225	-0,647
15	2,82	0,45	-0,346	2,13	0,328	-0,483
10	4,61	0,663	-0,178	2,7	0,431	-0,365
25	7,54	0,877	-0,056	3,43	0,535	-0,271
30	12,53	1,09	0,037	4,35	0,638	-0,194

t	Tercera Corrida			Cuarta Corrida		
	$\frac{Q_0}{Q_3}$	$\lg \frac{Q_0}{Q_3}$	$\lg (\lg \frac{Q_0}{Q_3})$	$\frac{Q_0}{Q_4}$	$\lg \frac{Q_0}{Q_4}$	$\lg (\lg \frac{Q_0}{Q_4})$
5	1,28	0,107	-0,969	1,33	0,123	-0,907
10	1,49	0,173	-0,761	1,84	0,264	-0,577
15	1,74	0,24	-0,618	2,54	0,404	-0,392
20	2,03	0,307	-0,512	3,51	0,545	-0,262
25	2,36	0,372	-0,428	4,86	0,686	-0,163
30	2,75	0,439	-0,357	6,72	0,827	-0,082

Tabla 4.5.1. continuación

Quinta Corrida				Sexta Corrida		
t	Q_0	$lg Q_0$	$lg (lg Q_0)$	Q_0	$lg Q_0$	$lg (lg Q_0)$
5	1,18	0,071	-1,143	1,25	0,096	-1,013
10	1,46	0,164	-0,784	1,44	0,158	-0,8
15	1,81	0,257	-0,588	1,67	0,222	-0,652
20	2,24	0,350	-0,455	1,94	0,287	-0,54
25	2,77	0,442	-0,354	2,24	0,35	-0,455
30	3,43	0,535	-0,271	2,6	0,414	-0,381
Séptima Corrida				Octava Corrida		
5	1,41	0,149	-0,826	1,4	0,146	-0,835
10	1,95	0,29	-0,537	1,63	0,212	-0,673
15	2,68	0,428	-0,368	1,9	0,278	-0,554
20	3,7	0,568	-0,245	2,21	0,344	-0,462
25	5,09	0,706	-0,15	2,58	0,411	-0,385
30	7,02	0,846	-0,072	3,01	0,478	-0,32
Novena Corrida						
5	1,34	0,127	-0,895			
10	1,56	0,193	-0,714			
15	1,8	0,255	-0,592			
20	2,09	0,32	-0,494			
25	2,43	0,385	-0,413			
30	2,81	0,448	-0,348			

A continuación se expresan los valores obtenidos de m y k en la siguiente tabla.

Tabla 4.5.2. Valores de m y k durante la cinética de molienda

Corridas	m	k x 10 ³
1	1,43	18,1
2	0,94	58
3	0,83	59
4	1,03	55
5	1,03	30
6	0,86	50
7	0,97	70
8	0,7	93
9	0,73	80

Las ecuaciones de la cinética de molienda quedan para las diferentes corridas de la siguiente forma:

1ra. $\frac{Q_0}{Q} = e^{0,0181 t^{1,43}}$

2da. $\frac{Q_0}{Q} = e^{0,058 t^{0,94}}$

3ra. $\frac{Q_0}{Q} = e^{0,059 t^{0,83}}$

4ta. $\frac{Q_0}{Q} = e^{0,055 t^{1,03}}$

5ta. $\frac{Q_0}{Q} = e^{0,03 t^{1,03}}$

6ta. $\frac{Q_0}{Q} = e^{0,05 t^{0,86}}$

7ma. $\frac{Q_0}{Q} = e^{0,07 t^{0,97}}$

8va. $\frac{Q_0}{Q} = e^{0,093 t^{0,7}}$

9no. $\frac{Q_0}{Q} = e^{-0,08 t^{0,73}}$

Los valores de $n_{prom} = 0,952$

Los valores de $k_{prom} = 57 \times 10^{-3}$

Es decir que los valores de n estan cercanos a 1.

Con la ecuación de la cinética de molienda obtenida se puede calcular orientativamente para las mismas condiciones de molienda empleadas por nosotros la moliabilidad del mineral en un tiempo dado.

Estos valores de n y k los comparamos con los valores de n y k obtenido para diferentes minerales de hierro en la URSS, pero de la clase 63 MK texto #4 y se puede afirmar que nuestro mineral es un mineral oxidado con características similares a los minerales oxidados de Ingulieto.

4.6. Cálculo del esquema de trituración.

La Empresa Minera de Santiago de Cuba (E.M.S.) nos ofrecio - algunos datos del proyecto que hay para la explotación de la mina entre estos datos tenemos:

- Sistema de laboreo: Cielo abierto
- Capacidad de la planta: 4 000 toneladas por días
- Diámetro máximo de mineral alimentado a la trituración - 500 mm.

Teniendo en cuenta estos datos anteriores y empleando la metodología de cálculo brindada por Razunov texto #5 es que realizaremos los cálculos de los esquemas de trituración y molienda.

Las características típica de los trituradores para conocer - la característica granulométrica de los productos triturados fueron obtenida para las diferentes etapas de la siguiente - forma:

1ra. etapa de trituración, trituramos el mineral en un triturador de mandíbula en el laboratorio.

2da. y 3ra. etapas de trituración fueron extraídas del texto #2 para minerales duros como el nuestro cuarcitas y taconitas las cuales se han obtenido por vía experimental en la URSS, -

trabajando con trituradores de cono giratorios.

Las gráficas en las cuales aparecen estas características - se encuentran en el capítulo 4 de este trabajo.

4.6.0. Elección del esquema de trituración

Para elegir el esquema de trituración óptima calculamos esquemas como los siguientes:

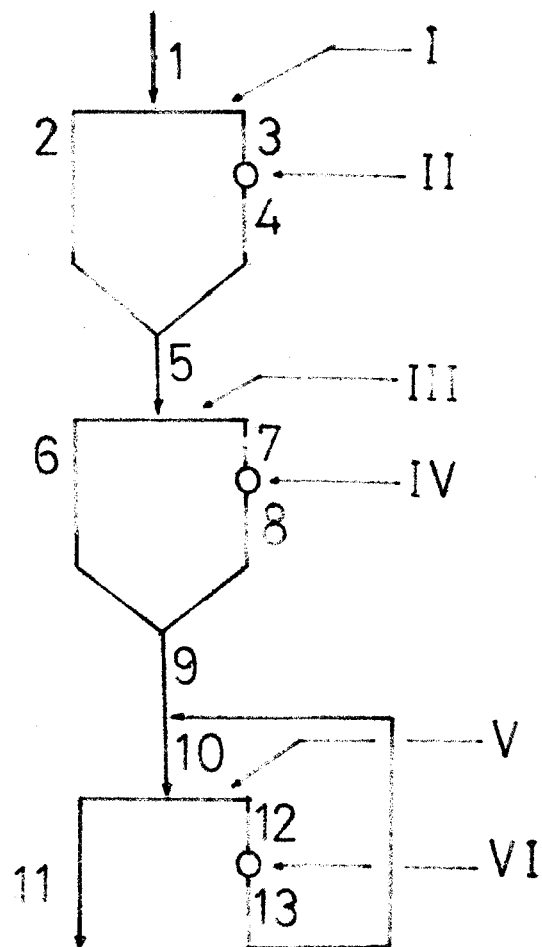
- a) 2 etapas de trituración con cribado preliminar y de control.
- b) 3 etapas de trituración, la 1ra. etapa en circuito abierto, sin cribado preliminar.
- c) 3 etapas de trituración, la 1ra. y la 2da. etapa en circuito abierto.
- d) 3 etapas de trituración, la 1ra. etapa en circuito abierto sin cribado preliminar y la 3ra. en circuito cerrado.
- e) 3 etapas de trituración la 1ra. etapa con cribado preliminar.
- f) 3 etapas de trituración la 1ra. con cribado preliminar y la 3ra. con cribado de control.

Comparamos entre todas las variantes anteriores diferentes factores como son:

- a) Consumo de energía eléctrica
- b) Costo total de los equipos seleccionados.
- c) Coeficiente de llenado de los trituradores
- d) Complejidad del montaje
- e) Cantidad de equipos necesarios para cada etapa

El esquema escogido por nosotros es el esquema f el cual - aparece a continuación.

Esquema de Trituración.



1, 2, ..., 11, 12, 13: Productos.

I, III y V: Cribas.

II, IV y VI: Trituradores.

4.6.1. Datos fundamentales obtenidos durante el cálculo.

a) Peso de los productos (Q)

$$Q_1 = 333,3 \text{ ton/h}$$

$$Q_5 = Q_9 = Q_{11} = 333,3 \text{ ton/h}$$

$$Q_2 = 80 \text{ ton/h}$$

$$Q_3 = Q_4 = 253,3 \text{ ton/h}$$

$$Q_6 = 42,67 \text{ ton/h}$$

$$Q_7 = Q_8 = 290,63 \text{ ton/h}$$

$$Q_{10} = 933,3 \text{ ton/h}$$

$$Q_{12} = Q_{13} = 600 \text{ ton/h}$$

b) Abertura de descarga de las trituradoras (i)

$$i_1 = 106 \text{ mm}$$

$$i_2 = 25 \text{ mm}$$

$$i_3 = 9,6 \text{ mm}$$

c) Tamaño de los productos (d)

$$d_1 = 500 \text{ mm}$$

$$d_4 = d_5 = 180 \text{ mm}$$

$$d_8 = d_9 = 60 \text{ mm}$$

$$d_{13} = 26 \text{ mm}$$

$$d_{11} = 12 \text{ mm}$$

d) Grados de reducción de la trituradoras (S)

$$S_1 = 2,77$$

$$S_2 = 3$$

$$S_3 = 5$$

e) Aberturas de las cribas (a)

$$a_1 = 150 \text{ mm}$$

$$a_2 = 25 \text{ mm}$$

$$a_3 = 12 \text{ mm}$$

f) Las superficies de las cribas (F)

$$F_1 = 0,925 \text{ m}^2$$

$$F_2 = 5,17 \text{ m}^2$$

$$F_3 = 18 \text{ m}^2$$

g) % en peso en el producto 11 menor de 5 mm

$$\beta_{11}^{-5} = 24\%$$

$$\delta_{11} = Q E \beta_{11}^{-5}$$

4.6.2. Equipos elegidos. Características.

Para la 1ra. etapa de trituración se elegio un triturador de mandibula del tipo:

44 DP 9 x 12

El coeficiente de llenado del mismo es:

$$K_{11} = \frac{253,3}{307} = 0,825$$

Para la 2da. etapa de trituración se eligio un triturador de cono del tipo:

KCD 1750 Gr

El coeficiente llenado del mismo es:

$$K_{11} = \frac{290,63}{356} = 0,816$$

Para la 3ra. etapa de trituración se eligieron 2 trituradores del tipo:

KID 1200 Gr

El coeficiente llenado es:

$$K_{11} = \frac{600}{660,3} = 0,908$$

Estos 3 trituradores se encuentran en los apéndices del libro de texto #6.

Las cribas escogidas fueron:

Cribas de inercia de tipo pesado GIT 51

En la segunda etapa solo se necesito una sola criba, en la 3ra. etapa se necesitaron 3 cribas.

Tabla 4.6.2. Características de los equipos seleccionados
Triturador de mandibula

Parámetros	Dimensiones
Dimensión de la abertura de carga mm	
Ancho (B)	900
Longitud (L)	1200
Tamaño de la abertura de salida mm	130
Rendimiento m ³ /h.	160
Tamaño máximo alimentado mm	750
Angulo de aguerre	22°
Movimiento de la mandibula mm	36
Excentricidad del árbol mm	35

Tabla 4.6.2. continuación

Parámetros	Dimensiones
Frecuencia de rotación del árbol excentrico RPM.	170
Potencia del motor eléctrico Kw	110
Frecuencia de rotación del rotor R.P.M.	720
Masa de la trituradora ton	71,8
Costo en miles de rublos	53,3

Tabla 4.6.2.b. Características de las trituradoras de cono

Parámetros	KCD 1750 Gr	KCD 1200 Gr
	Dimensiones	
Diámetro de la base del cono trituradora		
Gr mm	1750	1200
Ancho de la abertura de carga en la etapa de abertura de los perfiles mm	250	100
Ancho de la abertura de descarga en la etapa de acercamiento de los perfiles mm	25-60	5-15
Longitud de la zona paralela mm	130	140
Rendimiento m ³ /h	160-300	40-130
Tamaño máximo alimentado mm	215	80
Esfuerzo de compresión del vaso por los resortes KN	2500	1100
Número de balanceo del cono triturador por minutos	260	260
Potencia del motor eléctrico Kw	160	75
Frecuencia de rotación R.P.M.	740	735
Masa de la trituradora con el ecarramiento de lubricante en ton.	50,1	29,2
Costo en miles de rublos	33,4	33,4

La criba GIC-2 no fue empleada en la sección de trituración, sino que se empleará para separar las clases $-12 + 5$ mm y $-5 + 0$ mm antes de la separación magnética por vía seca, y es por eso que aquí aparecen sus características.

Tabla 4.6.2.c. Características de las cribas.

Parámetros	GIT-51	GIC-2
	Dimensiones	
Cantidad de paños	1	1
Dimensiones del paño mm		
Ancho	1750	800
Longitud	3500	1600
Áreas de un paño m ²	6,12	1,28
Dimensiones de las aberturas del paño mm		
Superior	8:12:16 20:25:40	4:6 14:18
Inferior	-	-
Dimensiones máximas de los pedazos en el mineral alimentado mm.	400	-
Ángulo de inclinación de la caja grados	25±2,5	25
Amplitud de las oscilaciones de la caja mm	3,7	3
Velocidad de rotación del eje R.P.M.	700-970	1420
Potencia del motor Kw	17	1,7
Capacidad ton/h	1000	56
Peso sin el equipo eléctrico ton	6	0,632
Costo en miles de rublos	6,5	0,382

4.6.3. Consumo de energía eléctrica

El consumo de energía eléctrica viene dado en la sección de trituración por:

$$N_{\text{total de trit.}} = \frac{N_{\text{tritur.}} + N_{\text{cribas}}}{Q}$$

$$N = 1,464 \text{ Kw h/ton}$$

4.7. Elección del esquema de separación magnética

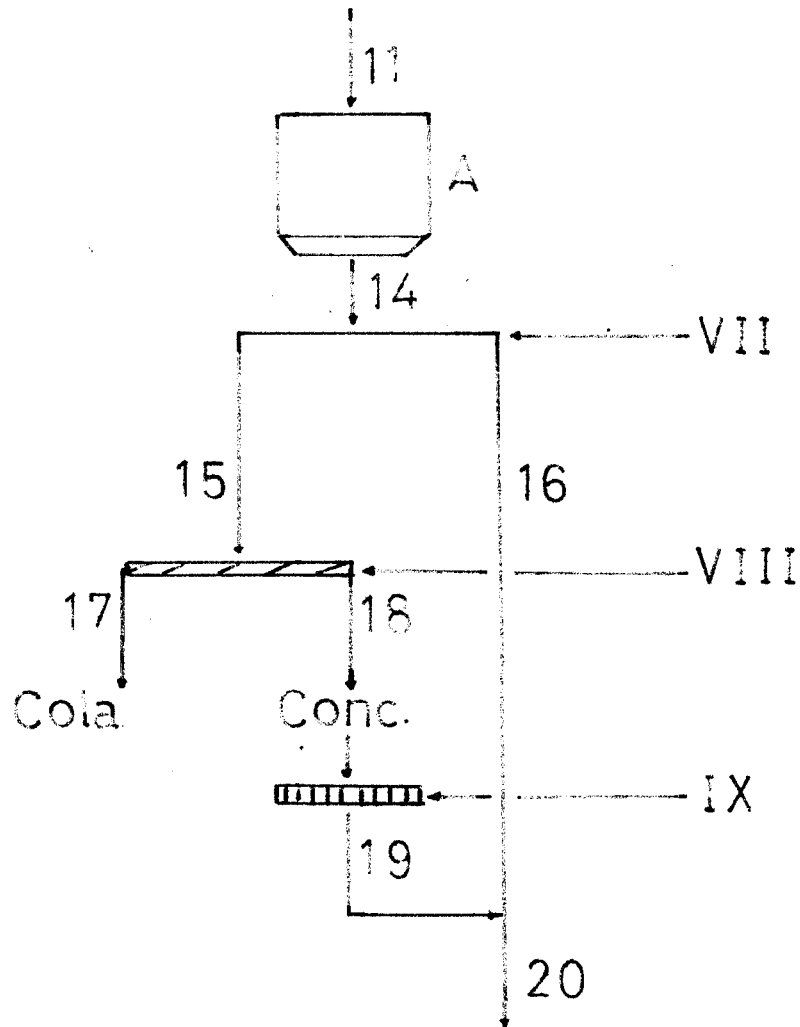
Cuando estabamos realizando las corridas de la cinética de molienda nos dimos cuenta que en la clase $-12,5 \text{ mm} + 5 \text{ mm}$ ya se observa cierta liberación del componente útil.

Procedimos a analizar si era posible aplicar una separación magnética por vía seca para esta clase.

De acuerdo a los resultados obtenidos en la separación magnética vemos que es económico un proceso de separación magnética por vía seca para la clase $-12 + 5 \text{ mm}$ antes de alimentarla a la sección de molienda, con lo cual se elimina una pequeña cantidad de componente estéril por lo cual disminuye el costo del proceso de molienda, pues este mineral tiene una gran dureza y el proceso de molienda es muy caro debido a la gran cantidad de energía eléctrica que consume esta operación y además se obtienen mejores resultados.

El esquema elegido se brinda a continuación.

Esquema de Separación Magnética.



A-Tolva.

VII-Criba.

VIII-Separador Magnético.

IX - Desmagnetizador.

11, 14,..., 19, 20: Productos.

4.7.1. Cálculo de la separación magnética por vía seca.

Trabajamos en el separador magnético con una intensidad de -
9 amperes.

No medimos la intensidad del campo por no contar con un flujo-
jometro, pero sabemos que en vacío se han obtenido para es-
te separador magnético los siguientes valores:

4 amperes	21,66 militesla.
5 amperes	28,33 militesla.
7 amperes	38,33 militesla.
10 amperes	41,66 militesla.
12 amperes	41,66 militesla.
15 amperes	41,66 militesla.

4.7.2. Datos obtenidos durante la separación magnética por -
vía seca.

- a) % en peso del producto 14 mayor de 5 mm

$$Q_{15} = 134,66 \text{ ton/h}$$

- b) Contenido de hierro en los productos

$$\alpha = \alpha_{15} = 33,9\%$$

$$\beta = \beta_{10} = 47,65\%$$

$$\theta = \theta_{17} = 16,42\%$$

- c) % en peso de los productos () con respecto a la sec-
ción de la separación magnética por vía seca (Q_{15})

$$\delta_{\alpha} = \delta_{15} = 100\%$$

$$\delta_{\beta} = \delta_{10} = 76\%$$

$$\delta_{\theta} = \delta_{17} = 24\%$$

- d) % en peso de los productos () con respecto al peso
del producto que entra a la molienda (Q_{14})

$$\delta'_{15} = 80,7\%$$

$$\delta'_{17} = 19,2\%$$

$$\delta'_{16} = 19,3\%$$

$$\delta'_{10} = 61,5\%$$

- e) Recuperación de hierro (ϵ)

$$\epsilon_{\beta} = \epsilon_{10} = 93,1\%$$

$$\epsilon_{\theta} = \epsilon_{17} = 69,9\%$$

f) Peso de los productos (Q)

$$Q_{14} = 166,66 \text{ ton/h}$$

$$Q_{15} = 134,66 \text{ ton/h}$$

$$Q_{16} = 32 \text{ ton/h}$$

$$Q_{17} = 32,32 \text{ ton/h}$$

$$Q_{18} = 102,34 \text{ ton/h}$$

$$Q_{19} = 102,34 \text{ ton/h}$$

$$Q_{20} = 134,34 \text{ ton/h}$$

4.7.3. Elección del separador magnético. Características

El separador magnético escogido por nosotros es el siguiente:

EBC - 2 171A - CE

Este separador se encuentra en el texto #5

Donde:

E - Electromagnético.

B - Tambor

C - Vía seca.

Este separador es para minerales fuertemente magnéticos.

4.7.3. Características del separador magnético EBC-2 171A CE

Parámetros	Dimensiones
Dimensiones del tambor mm	
Diámetro	900
Large	1000
Número de tambores	
Básico	1
Limpieza	0
Número de productos de beneficio que se obtienen.	
	2
Tensión del campo en el tambor (Oersted)	1350
Tamaño máximo de mineral alimentado mm	50
Capacidad según la alimentación ton/h	60
Velocidad de rotación del tambor R.P.M.	25
Potencia del motor Kw	6,5
Peso ton	4,76
Costo en rublos	7500

De acuerdo a la capacidad del separador magnético seleccionado y al peso del producto que se alimenta al mismo es necesario seleccionar 3 de estos equipos.

4.7.4. Elección de la criba. Potencia consumida

El área de la criba que se necesita antes de la separación magnética es la siguiente:

$$F_4 = 7,42 \text{ m}^2$$

Por lo que es necesario escoger 6 cribas del tipo GIC - 2. - Las características de esta criba están en el cálculo de la sección de trituración.

La potencia total consumida por esta criba es la siguiente:

$$N_{\text{cribas}} = \frac{N_{\text{cribas}}}{Q} = \frac{6 \times 1,7}{166,66}$$

$$N_{\text{total cribas}} = 0,061 \text{ Kw/ton}$$

4.7.5. Elección del magnetizador. Características

El producto que es separado en un separador magnético necesita ser desmagnetizado antes de alimentarlo a un molino, es por ello que es necesario seleccionar un demagnetizador.

Este magnetizador 158 CE fue extraído del texto #5.

Su capacidad se encuentra en m^3/h para llevarla a ton/h se multiplica por el peso volumétrico de la mena.

Tabla 4.7.5. Características del desmagnetizador.

Parámetros	Dimensiones
Diámetro del tubo mm	75
Capacidad m^3/h	54
Potencia en el punto de mezclado Kw	
Activa	107
Completa	2,8

Tabla 4.7.5. continuación

Parámetros	Dimensiones
Dimensiones mm	
Ancho	506
Largo	970
Alto	543
Peso en toneladas	0,172
Costo en miles de rublos	1,3

De acuerdo a la capacidad del desmagnetizador y al peso del producto que se le alimenta solo se necesita 1.

4.7.6. Potencia consumida por la separación magnética.

La potencia consumida por el magnetizador es la siguiente:

$$N_{desmag} = \frac{N_{desmag}}{Q} = \frac{109}{102}$$

$$N_{desmag} = 1,0687 \text{ Kw h/ton}$$

La potencia consumida por el separador magnético es la siguiente:

$$N_{sep mag} = \frac{N_{separ}}{Q} = \frac{19,5}{134,66}$$

$$N_{sep mag} = 0,145 \text{ Kw h/ton}$$

La potencia total consumida por esta sección es:

$$N_{total} = N_{cribas} + N_{desmag} + N_{sep}$$

$$N_{total} = 1,274 \text{ Kw h/ton}$$

4.8. Elección del esquema de molienda

4.8.0. El grado y método de liberación de los minerales para obtener concentrado de alta calidad.

La elaboración de la tecnología racional de producción para obtener concentrados de alta calidad a partir de los minerales está ligada a la solución de 3 problemas independientes:

- a) Liberación completa de minerales útiles y estériles de la materia prima mineral.
- b) La separación efectiva posterior.
- c) La aglomeración

En nuestro caso como deseamos obtener concentrado con alta - calidad cuyos contenidos y recuperaciones de hierro sean máximos es necesario establecer la potencialidad del beneficio de los minerales y por vía de cálculo determinar los grados máximos de beneficio con una molienda dada.

Basándonos para esto en los análisis granulométrico y en el químico entendemos que el esquema de molienda debe ser de 2 ó 3 etapas de molienda.

Por carecer de los datos necesarios no calcularemos el esquema de molienda en general, pero si entendemos que debe ser de 2 ó 3 etapas y a medida que se muele mineral se debe aplicar una separación magnética por vía húmeda con el objetivo de ir eliminando estéril.

También entendemos que se debe analizar los contenidos de hierro que tengan los diferentes productos después de las operaciones tales como:

- Clasificación
- Filtración
- Deslame

Fues cabe la posibilidad de que con estas operaciones aumente el contenido de hierro, es decir que se conviertan éstas operaciones en procesos de beneficio auxiliar.

4.8.1. Elección y cálculo del esquema de molienda.

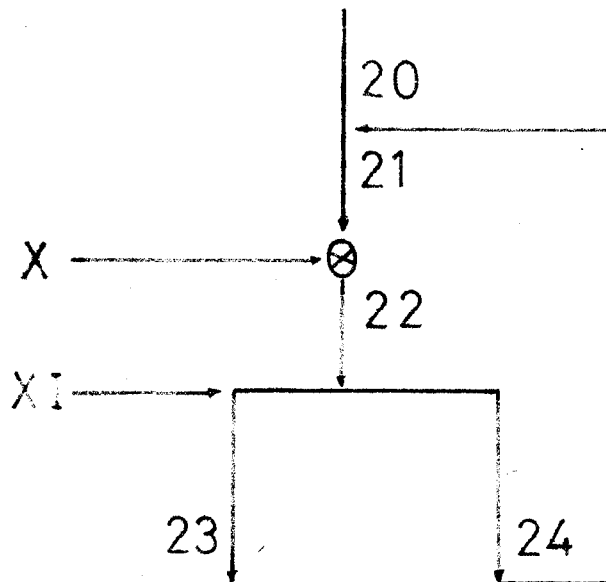
Repetimos que por carecer de los datos necesarios no podemos elegir el esquema óptimo de la sección de molienda.

Guiándonos orientativamente por el texto #1 escogemos un esquema de una etapa de molienda.

Realizaremos la molienda hasta el 40% de la clase -74 MK.

El esquema elegido es el siguiente.

Esquema de Molienda.



20, 21, 22, 23 y 24- Productos.

X- Molino

XI- Clasificador.

Nuestro mineral es un mineral oxidado con características si-
milares a los minerales de Inguljets.

Es por ello que tomaremos el molino patrón del texto #1 de -
la fábrica de Inguljets.

Tabla 4.8.1. Características del molino patrón

Molino de bolas con descarga a través de parrillas.

Parámetros	Dimensiones
Molino de bolas mm	3600 x 4000
Capacidad ton/h	110
Capacidad específica ton/m ³ x h	1,5
Carga circulante	100
Efectividad de la clasificación %	54
Tamaño de mineral alimentado a la molienda mm	25

El valor de la carga circulante óptimo (C_{opt}) en dependen-
cia de las condiciones de la molienda también fue extraído -
del texto #1.

$$C_{opt} = 2$$

Los coeficientes de corrección de la capacidad específica --
del molino patrón y el molino seleccionado fueron calculado
por el método del profesor K. A. Razumov texto #5.

El valor de los coeficientes que tienen en cuenta las dife-
rencias entre el molino patrón y el seleccionado por noso --
tros son:

K_i = 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-
tre los tipos de molinos.

$$K_i = 1$$

$$K_d = 0,86$$

$$K_t = 1$$

$$K_k = 1,09$$

- Capacidad específica (q) del molino seleccionado.

$$q = 1,41 \text{ ton/m}^3 \text{ h}$$

- Capacidad por hora del molino seleccionado

$$Q_d = 148,1 \text{ ton/h}$$

- Cantidad necesaria de molinos

$$n = \frac{Q_{21}}{Q_d} = 2,72 = 3$$

- Coeficiente de llenado:

$$K_{11} = 0,906$$

- El peso de los productos (Q)

$$Q_{20} = 134,34 \text{ ton/h}$$

$$Q_{21} = 403,02 \text{ ton/h}$$

$$Q_{22} = 403,02 \text{ ton/h}$$

$$Q_{24} = 268,68 \text{ ton/h}$$

$$Q_{23} = 134,34 \text{ ton/h}$$

Tabla 4.8.2. Características del molino seleccionado

Molino de bolas con parrillas para molienda húmeda.

M u P 2700 - 3600

Parámetros	Dimensiones
Diámetro interno del tambor (sin rebestimiento) mm D	2700
Longitud del tambor mm L	3600
Velumen de trabajo nominal del tambor V	17,5
Velocidad de rotación del tambor R. P. M.	21
Potencia del motor Kw	400
Peso ton	
Molino con reductor (sin equipo eléctrico)	78,5
Cargas de bolas	42
Costo en miles de rublos	98

De acuerdo a la capacidad del molino y al peso del producto que se alimenta al molino es necesario seleccionar 3 de estos equipos.

4.8.3. Cálculo de los clasificadores. Características.

$$Q_d = \frac{Q_{20} \cdot 24}{n}$$

$$Q_d = 1074,72 \text{ ton/h}$$

El diámetro de la espiral D

$$D = 1,862 \text{ m}$$

Tenemos que verificar la capacidad según las arenas ya que en los clasificadores hay que tener presente su capacidad - tanto por el reboso como según las arenas.

$$Q_{cr} = 2913,92 \text{ ton/d}$$

$$Q_{cr} \geq \frac{Q_{24} \cdot 24}{n}$$

$$2913,92 > 2149,44$$

Por lo que este clasificador nos satisface y no es necesario emplear hidrociclones.

Tabla 4.8.3. Características del clasificador.

Clasificador con la espiral no sumergida К С I - 20

Parámetros	Dimensiones
Número de espirales	1
Diámetro de la espiral mm	2000
Dimensiones de la caja mm	
Longitud	8400
Ancho	2200
Velocidad de rotación de las espirales	3,1 4,1 6,1
Potencia del motor en Kw	
Para la subida del espiral	2,8
Para el accionamiento de la espiral	7 10 14
Inclinación de la caja en grados	17
Peso del equipo eléctrico ton	17,8
Costo en miles de rubles	8,17

Teniendo presente la cantidad de molino seleccionados, seleccionamos 3 de estos clasificadores.

4.8.4. Cálculo de la potencia total consumida por la sección de molienda.

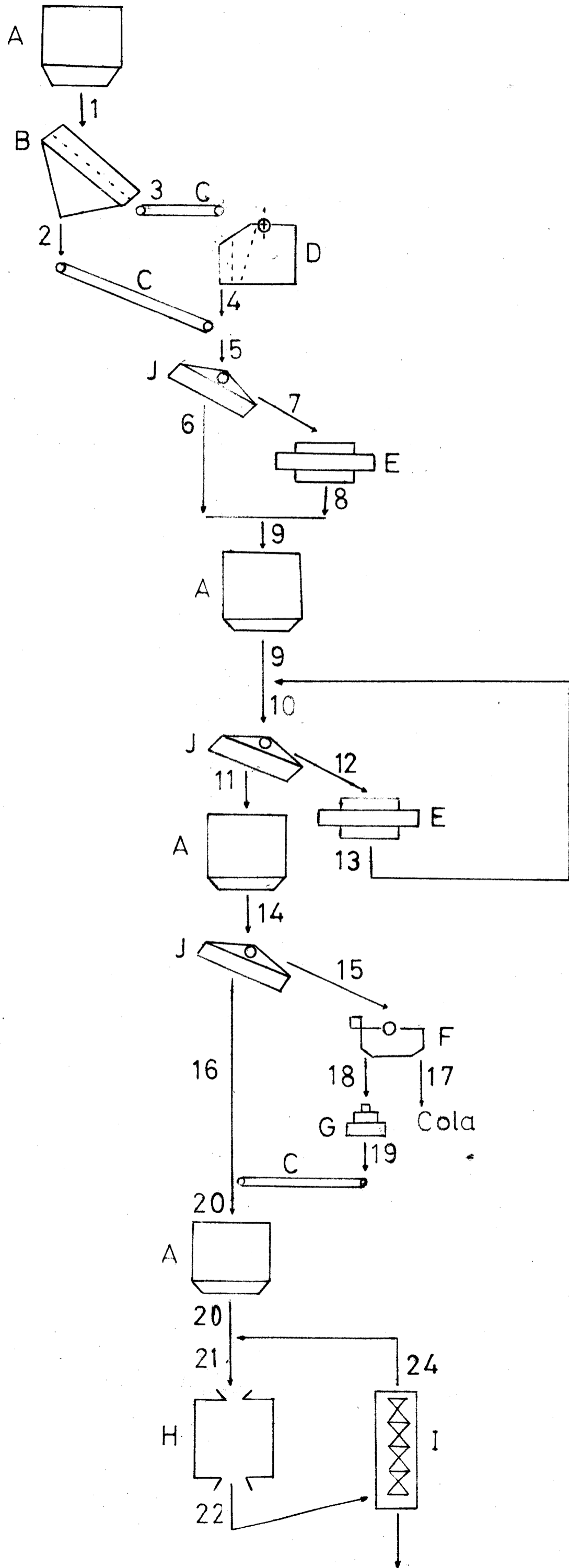
$$N_{\text{total mol}} = \frac{N_{\text{molinos}} + N_{\text{clasific.}}}{\eta}$$

$$N_{\text{total mol}} = 9,31 \text{ Kw h/ten}$$

ESQUEMA DEL FLUJO TECNOLÓGICO.

LEYENDA.

- A-Tolvas.
- B-Criba fija.
- C-Transportadores.
- D-Triturador de mandíbula.
- E-Trituradores de cono.
- F-Separador magnético.
- G-Desmagnetizador.
- H-Molino de bolas.
- I-Clasificador de espiral.
- J-Cribas vibratorias.



CAPITULO VCálculo económico orientativo.Tabla 5.1. Costo de los equipos por sección

Equipos seleccionados por secciones	Costo total en miles de rubles.
Trituradores	153,5
Cribas	34,792
Separadores magnéticos	22,5
Desmagnetizadores	1,3
Molinos	29,4
Clasificadores	24,51
Total	266,002

Tabla 5.2. Potencia consumida por las secciones

Secciones	Potencia en Kw h/ton
Trituración y cribado	1,464
Cribado, separación magnética y desmagnetización	1,274
Molienda y clasificación	9,31
Total	12,048

CONCLUSIONES

1. Nuestro mineral es de gran dureza, su susceptibilidad magnética es alta, pero necesita ser beneficiado.
2. El tamaño del mineral alimentado a la molienda el diámetro de los elementos triturantes y el área de los elementos triturantes influyen en la molibilidad del mineral.
3. De acuerdo a los resultados obtenidos durante la cinética de molienda se observa que es de difícil molibilidad este mineral.
4. La diferencia entre los diámetros de las bolas empleadas por nosotros no fue muy significativa, pero entendemos que la productividad del molino no aumenta al aumentar el tamaño de mineral alimentado al molino por las 3 razones siguientes:
 - a) El diámetro de las bolas empleadas por nosotros no fue el óptimo.
 - b) Se debe aumentar el coeficiente de llenado del molino empleando más de 9,5 Kg de bolas pero menos de 11 Kg.
 - c) Se debe aumentar la velocidad de rotación del molino en un número pequeño.
5. De acuerdo a los resultados obtenidos por nosotros el diámetro de las bolas que logra regularmente hasta tiempos de molienda de 20 minutos mayor % en peso de la clase -74 MK es el diámetro de bolas de 30 mm y a partir de 25 minutos es el diámetro de bolas de 35 mm.
6. El tiempo de molienda es directamente proporcional al aumento del % en peso de la clase -74 MK independientemente del tamaño de mineral alimentado, pero desde 25 minutos hasta 30 minutos este aumento no es muy significativo para los tamaños de mineral de 12,5 mm y 17 mm

7. El esquema más económico de trituración de los calculados es el de 3 etapas con cribado preliminar y cribado de control en la 3ra. etapa.
8. Al triturar el mineral se observa cierta liberación del componente útil por lo que es rentable una separación magnética por vía seca antes de la sección de molienda para eliminar estéril.
9. El esquema de molienda debe ser de 2 ó 3 etapas con separación magnética después de cada molienda con el objetivo de seguir eliminando componente estéril.
10. Nuestro mineral tiene características similares a los minerales oxidados de Inguliet por lo tanto para cálculos posteriores se pueden tomar datos de fábricas de la URSS que procesen los minerales de Inguliet de forma orientativa y se obtendrán resultados aproximados bastante buenos.
11. De acuerdo a los resultados obtenidos por nosotros en la 1ra. etapa de molienda se debe moler hasta el 40% de la clase -74 μ y este se puede lograr manteniendo las mismas condiciones de molienda muestras empleando diámetros de bolas de 30 mm en 10 minutos de molienda.

RECOMENDACIONES

1. Debido a la importancia de este trabajo proponemos la -
continuación del estudio del mismo.
2. Proponer a la Empresa Minera de Santiago de Cuba el aná-
lisis de aumentar el tamaño máximo de mineral alimentado
a la sección de trituración ya que 500 mm es muy costo-
so lograrlo debido a las características físicas del mi-
neral pues se consumirá gran cantidad de explosivos.
3. Realizar los experimentos de la molibilidad del mineral
con diámetros de bolas cuya diferencia sea mayor que las
utilizadas por nosotros, manteniendo constante los tama-
ños de mineral alimentado empleados en nuestro trabajo.
4. Para el mismo molino empleado por nosotros y diferencia
entre los diámetros de bolas mayores aumentar el peso de
los elementos triturantes desde 9,5 Kg. hasta 11 Kg con
el objetivo de aumentar el coeficiente de llenado del -
molino.
5. De ser posible realizar estos experimentos en un molino
de dimensiones mayores con el objetivo de poder emplear
diámetros de bolas mayores y con los mismos tamaños de
mineral alimentado al molino.
6. Realizar el cálculo del esquema de molienda completo, --
es decir con todas las etapas basándose en los resulta--
dos obtenidos en los análisis granulométrico y químico.--
7. Analizar los contenidos de hierro de los diferentes pro-
ductos de la molienda después de las operaciones de:
 - a) Clasificación
 - b) Filtrado
 - c) Deslame.pues cabe la posibilidad que con estas operaciones aumen-
te el contenido de hierro.

BIBLIOGRAFIA

1. S. G. Evsievich
S. Shupavlev
Beneficio de menas magnéticas (en ruso)
Editorial Nedra
Año 1972
2. O. S. Bordanov
Manual de beneficio de los minerales (en ruso) tomo I
Editorial Nedra
3ra. edición
Año 1974
3. B. G. Dercach
Manual de beneficio de los minerales (en ruso) tomo II
Editorial Nedra
3ra. edición
Año 1974
4. Organización científica del trabajo (en ruso)
Editorial: Comité Estatal de Ciencias Técnicas de Literatura para Trabajos en Minas
4ta. edición
Año 1963
5. K. A. Razumov
Proyecto en plantas de beneficio (en ruso)
Editorial Nedra
3ra. edición
Año 1970
6. S. B. Andreiev
V. A. Perov
V. V. Zverievich
Trituración, molienda y cribado
Editorial Mir
Año 1980

7. Osvaldo Suárez Méndez
T. D. Estudio de la movilidad de los minerales lateríticos de Punta Gorda.
I. S. M.
Año 1978
8. Hayda Salas Vérent
Bella S. Fróneta Fajardo
T. D. Separación magnética del hierro en la zona " Mina Chiquita" de Santiago de Cuba
I. S. M. H.
Año 1981
9. Folletos de las asignaturas.