

**UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO**  
**FACULTAD DE QUIMICA**



**REDUCCION DE TAMAÑO EN LA  
PREPARACION DE UN MINERAL**

**INGENIERO QUIMICO METALURGICO**

**EDUARDO HEREDIA SALAZAR**

**1973**

**M-166896**



Universidad Nacional  
Autónoma de México

Dirección General de Bibliotecas de la UNAM

**Biblioteca Central**



**UNAM – Dirección General de Bibliotecas**  
**Tesis Digitales**  
**Restricciones de uso**

**DERECHOS RESERVADOS ©**  
**PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL**

Todo el material contenido en esta tesis esta protegido por la Ley Federal del Derecho de Autor (LFDA) de los Estados Unidos Mexicanos (México).

El uso de imágenes, fragmentos de videos, y demás material que sea objeto de protección de los derechos de autor, será exclusivamente para fines educativos e informativos y deberá citar la fuente donde la obtuvo mencionando el autor o autores. Cualquier uso distinto como el lucro, reproducción, edición o modificación, será perseguido y sancionado por el respectivo titular de los Derechos de Autor.

PARA MIS QUERIDOS PADRES

Y

HERMANOS

CARIOSAMENTE PARA MI ESPOSA

E

HIJITO

CON AFECTO Y ADMIRACION  
PARA EL SR. ING. HEINZ  
LESSER JONES

C. N. SINCERO AGRADECIMIENTO  
PARA MI MAESTRO:  
SR. ING. ALBERTO OBREGON P.

JURADO ASIGNADO ORIGINALMENTE  
SEGUN EL TEMA

PRESIDENTE: CUTBERTO RAMIREZ CASTILLO  
VOCAL: ALBERTO OBREGON PEREZ  
SECRETARIO: JOSE G. SOLORIO MUNGUIA  
1er. SUPLENTE: RENAN PEREZ PRIEGO  
2do. SUPLENTE: JULIAN ORTIZ DAVISON

SITIO DONDE SE DESARROLLO EL TEMA:

INSTITUTO DE GEOLOGIA

NOMBRE COMPLETO Y FIRMA DEL SUSTENTANTE:

EDUARDO HEREDIA SALAZAR

NOMBRE COMPLETO Y FIRMA DEL ASESOR DEL TEMA:

ALBERTO OBREGON PEREZ

## CONTENIDO

### INTRODUCCION

### I. GENERALIDADES

### II. TRITURACION

- 2.1 Fundamentos teóricos
- 2.2 Relación de trituración
- 2.3 Nueva superficie producida
- 2.4 Energía y potencia necesarias  
para trituración
- 2.5 Principales máquinas trituradoras.  
Descripción, funcionamiento y limi  
taciones
- 2.6 Cálculos en la selección de equipo

### III. MOLIENDA

- 3.1 Generalidades
- 3.2 Velocidad crítica y de trabajo
- 3.3 Carga de bolas o elementos trituradores
- 3.4 Consumo de energía en molienda
- 3.5 Principales tipos de molinos.  
Descripción, funcionamiento y limi  
taciones
- 3.6 Cálculos en la selección de equipo

### IV. CONTROL EN OPERACIONES AUXILIARES DE LA REDUCCION DE TAMANO



**CONCLUSIONES**

**BIBLIOGRAFIA**

## Reducción de Tamaño en la Preparación de un Mineral

### Introducción.

El principal objeto que se persigue en la elaboración de esta monografía, es el de difundir, los principios teóricos que rigen lo que se conoce como "Reducción de tamaño en los sólidos", - y que como se verá más adelante comprende dos operaciones unitarias: Trituración y Molienda. La razón de ello se apoya en el hecho de que un buen conocimiento de tales principios, resulta de considerable ayuda tanto para el estudiante como para el profesional que está dedicado a la operación de plantas de beneficio, sobre todo en los siguientes aspectos:

- 1.- Selección del equipo más adecuado para efectuar las operaciones de trituración y molienda.
- 2.- Y la aplicación de esos principios, podrá facilitar el cálculo de la nueva capacidad de un equipo ya instalado al variar las relaciones de trituración - R. T. y de molienda R. M.

## I.- GENERALIDADES

Casi todos los metales, con excepción del oro, la plata, los elementos del grupo del platino y en ocasiones el cobre, se encuentran en la corteza terrestre en forma de minerales, que son combinaciones químicas naturales del metal con otros elementos.

El mineral metálico por así decirlo, puede hallarse solo o como sucede en la mayor parte de los casos, estar asociado con otros minerales.

El hecho de que los minerales sean compuestos químicos de los metales, implica necesariamente la descomposición de los mismos por aplicación adecuada de diversos procedimientos que puedan dar como resultado, la obtención del metal acabado. Entre los principales procesos de extracción están los siguientes: Preparación de los minerales, pirometalurgia, hidrometalurgia y electrometalurgia.

Las diferencias fundamentales entre los tres últimos procesos son:

- a) En los pirometalúrgicos, el calor necesario para la reacción se obtiene de la combustión.
- b) Procesos hidrometalúrgicos, en los cuales el metal se extrae del mineral mediante el empleo de alguna disolución.
- c) Procesos electrometalúrgicos, en los que la energía eléctrica proporciona el calor necesario para la descomposición o bien para la deposición electrolítica del metal a partir de una solución.

Puede utilizarse cualquiera de estos procesos o bien una combinación de algunos de ellos; y en la elección de uno u otro intervienen muchos factores, entre los cuales se pueden citar: El tipo de mineral metálico que integra el concentrado, la riqueza del concentrado en el metal, las características del metal que va a extraerse, grado de pureza requerido en el producto Final y la cantidad que debe tratarse.

Obviamente, el primer paso que deberá darse en la producción de un metal, es lo que se conoce como preparación del mineral. Esta preparación se puede definir como la descomposición mecánica de un mineral impuro en dos o más productos, uno de los cuales contiene la mayor parte del componente útil o valioso, al que se da el nombre de concentrado; y el otro producto contiene lo que suele llamarse ganga o material no deseado, totalmente ajeno al mineral en cuestión y se conoce con el nombre de colas.

Cabe aquí señalar que, la preparación del mineral tiene por objeto, lograr hasta donde sea posible una buena concentración o enriquecimiento del mismo, mediante la separación mecánica de las partes útiles o valiosas, de la ganga o material indeseable.

Las operaciones fundamentales en la preparación de un mineral son:

#### I.- CLASIFICACION

Es un proceso simple o múltiple que reduce el tamaño de la mena bruta hasta donde sea necesario, con el fin de poder aplicar posteriormente lo que se conoce como beneficio del mineral. El -

principal objetivo que se persigue en la clasificación es obtener partículas individuales que sean únicamente mineral o ganga; sin embargo, dado que las fuerzas mecánicas que producen la fragmentación de la roca no pueden sujetarse a un estricto control, también aparecen partículas que contienen mineral y ganga y que se conocen con el nombre de partículas intermedias. De este hecho, puede deducirse que cuanto menor sea el porcentaje de éstas partículas, mayor será el grado de clasificación.

Este proceso unitario comprende a su vez dos operaciones metalúrgicas: Trituración y Molienda; de modo que, en la elaboración de esta monografía enfocaremos nuestro estudio única y exclusivamente sobre el primer paso que debe darse en la preparación de un mineral, esto es, en la clasificación o reducción de tamaño en los sólidos.

## 2.- CONCENTRACION.

Se indicó ya, que el objeto de la clasificación es separar la mena de la ganga; pero generalmente esta separación no es completa, a pesar de que la cantidad de material aprovechable que aún acompaña a los residuos es muy pequeña. Por esta razón, se han creado diversos procesos de concentración que se basan en las diferencias que presentan algunas propiedades tales como: Peso específico, propiedades químicas y magnéticas de la mena y la ganga.

Existe una gran variedad de procesos de concentración:

- a) Por gravedad.-- Basados en la diferencia de pesos específicos del mineral y la ganga.
- b) Por flotación.-- Este procedimiento por vía húmeda

para la concentración de minerales, principalmente cuando están en forma de sulfuros, como ocurre con la calcopirita ( $Cu_2S$ .  $Fe_2S_3$ ) y cuyo uso está muy difundido se basa en una serie de procesos físicos y químicos. Las partículas de minerales cuyas superficies se han hecho no mojables, se adhieren a las burbujas de aire, ya que están cubiertas de una delgada película de aceite y suben hasta la superficie del agua, donde quedan suspendidas en forma de espuma. Por el contrario, las partículas de ganga se mojan en contacto con el agua y se hunden.

- c) Por separación magnética.- Pueden separarse los materiales magnéticos de los no magnéticos.

## II.- Trituración.-

### 2.I.- Fundamentos Teóricos.

En términos generales se puede considerar que el objeto de la trituración es, producir partículas pequeñas a partir de otras mayores; Y la importancia que pueda tener esta reducción de tamaño - en las partículas del sólido, dependerá lógicamente del fin que se -- persiga. Entre los principales fines pueden citarse por ejemplo, el notable aumento de superficie que va seguido de un incremento en la - reactividad química del sólido; puede buscarse también un cierto tama- ño y forma de las partículas, como sucede con algunos productos comer- ciales que a menudo deben cumplir severas especificaciones en lo que se refiere al tamaño y forma de sus partículas; puede buscarse tam- -- bién, la separación de los componentes no deseados por medios mecáni- cos y la reducción del volumen del material que lo hace así más mane- jable. Tal es el caso de los trozos de los minerales extraídos de -- los yacimientos, que se trituran para obtener tamaños más manejables.

En el capítulo anterior, se señaló que la reducción de tamaño de las partículas en los sólidos, comprende a su vez dos opera- ciones metalúrgicas: trituración y molienda. Es obvio que la primera de ellas, solamente logra una reducción intermedia en las partículas del sólido.

Por otra parte, considerando que en la mayoría de los casos el material que se alimenta a una trituradora o quebradora - - está constituido por grandes trozos de rocas y minerales de considera- ble dureza, se deduce que la trituración o quebrantamiento de este ti- po de material, normalmente se efectúa por "Compresión" relativamen-

te lenta sobre los trozos o piezas individuales, fracturándose los minerales en el momento de alcanzar su límite elástico L. E. o punto de cedencia, en partículas más pequeñas. Esta reducción tosca que se logra por trituración del sólido, puede ir desde 0.30 m. o más de diámetro medio hasta un valor que se halla comprendido entre 6-9 cm. para las partículas.

Ya hemos dicho que como resultado de la trituración, - los minerales se fracturan o rompen en otras partículas al alcanzar - su punto de cedencia y en consecuencia, para llegar a este punto es - necesario transmitir a la superficie de los minerales, una fuerza de - tal magnitud que permita rebasar dicho límite. De aquí se deduce que, en la trituración de un mineral o de un sólido cualesquiera, se produce necesariamente un consumo de energía proporcional a la nueva superficie producida. Por esta razón es que el rendimiento energético en - la operación de trituración se mide por la superficie generada.

Con el objeto de ilustrar el principio mecánico en el - que se basa la trituración de un mineral, se hace a continuación un - análisis de las fuerzas que se imparten a éste en una quebrantadora de mandíbula y cuyo uso es el más común en la trituración primaria de un mineral. Así mismo, y con la ayuda del análisis de fuerzas, se determinará el por qué las mandíbulas de una quebradora se hallan colocadas en un determinado ángulo.



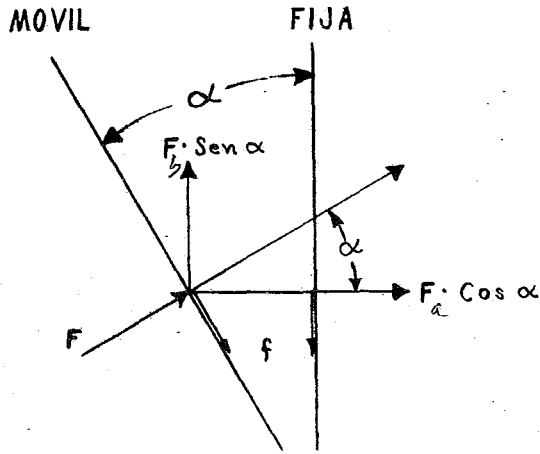


Fig. 2.I a Análisis de fuerzas aplicadas a un mineral en una trituradora de mandíbulas.

En donde se observa que la fuerza aplicada ( $F$ ) que la mandíbula imparte a la roca en su punto de contacto, se descompone en dos, siendo una normal a la mandíbula fija y que está dada por:

$F_a = F \cdot \cos \alpha$  ; la otra vertical hacia arriba y que está dada por:

$F_b = F \cdot \sin \alpha$  .

La fuerza normal:  $F_a = F \cdot \cos \alpha < F$ , origina la -- fuerza de fricción o rozamiento ( $f$ ), que según el análisis está dada por:  $f = F_a \cdot \text{Sen}$  de modo que,  $f < F_a$ .

El valor de esta fuerza ( $f$ ) está dado por el coeficiente de fricción, el que a su vez depende de la naturaleza del mineral, siendo igual a la tangente del ángulo de fricción entre la roca y la mandíbula.

Ahora bien, teniéndose teóricamente dos puntos de contacto de la roca con las mandíbulas, el coeficiente de fricción que va de 0.2 a 0.3 tendrá que multiplicarse por 2 y de este modo se obtiene:

Angulo cuya Tan es 0.20 =  $(11^{\circ}19')^2$

" " " " 0.30 =  $(16^{\circ}42')^2$

Luego entonces la abertura teórica entre las dos mandíbulas tendrá que ser de:

$(22^{\circ}38')$  a  $(33^{\circ}24')$ , tomándose para efectos prácticos un ángulo de  $20^{\circ}$  a  $25^{\circ}$ .

## 2.2.- Relación de Trituración.

Como ya se indicó en la primera sección de este capítulo, la reducción de tamaño en la preparación de un mineral se realiza mediante dos operaciones metalúrgicas que se conocen como trituración y molienda. La primera de ellas generalmente se lleva a cabo en 2 -- etapas llamadas primaria y secundaria. La trituración primaria normalmente se efectúa en quebrantadoras de mandíbula o bien en las giratorias, siendo más utilizadas en la práctica las de mandíbula y las razones de ello se verán más adelante en la parte que corresponde a -- equipo.

En la quebrantadora de mandíbulas, el mineral se carga en el espacio comprendido entre ellas y una vez triturado éste, cae por la abertura que en la parte interior forman las mandíbulas. Y -- precisamente cabe señalar aquí, que se ha tratado de hallar una relación entre la alimentación y la descarga que resulte útil para cálcu-

los posteriores, ya que al cambiar la relación de trituración también varía considerablemente la capacidad del equipo ya instalado. De modo que si llamamos "F" a la alimentación y "P" a la descarga, cuyos valores deberán corresponder a un tamaño medio al cual se halla el 80% de cada producto, quedando así dicha relación expresada en los siguientes términos:

$$R. T. = \frac{F}{P} \quad (I)$$

Sin embargo, es importante señalar que esta ecuación - debe manejarse con sumo cuidado ya que experimentalmente se ha visto que, si se toma como relación de trituración simplemente el cociente que resulta de la relación escueta entre la alimentación y la descarga, se obtiene un valor que dista mucho de la realidad y que en la mayoría de los casos resulta ser notablemente inferior al valor correcto. Con el objeto de poder visualizar mejor el error en que se puede incurrir al tomar como relación de trituración al cociente admisión--descarga tratemos de determinarla por la vía experimental de la siguiente manera:

Supóngase que se alimenta a una quebradora de mandíbulas un mineral "X" a - IO" y se tritura en ella hasta - 2", teniéndose como resultado del análisis granulométrico por tamizado, los datos que se consignan en los cuadros I y 2, correspondientes a las distintas fracciones tanto de la alimentación como de la descarga. Determinar los valores experimentales de "F" y "P"

Alimentación

Producto	Tamaño cm	Peso %
-10" + 9"		37.6
- 9" + 8"		10.6
- 8" + 6"		9.4
- 6" + 4"		8.2
- 4" + 2"		17.6
- 2"		16.6
-10"	-25.40	100.0
- 9"	-22.86	62.4
- 8"	-20.32	51.8
- 6"	-15.24	42.4
- 4"	-10.16	34.2
- 2"	- 5.08	16.6
(P)	244000 MICRAS	

Descarga

Producto	Tamaño cm	Peso %
-2" + 1"		38.6
-1" + 3/4"		14.9
-3/4" + 1/2"		13.9
-1/2" + 1/4"		15.8
-1/4"		16.8
-2"	-5.08	100.0
-1"	-2.54	61.4
-3/4"	-1.91	46.5
-1/2"	-1.27	32.6
-1/4"	-0.64	16.8
(P)	39000 MICRAS	

Cuadro No. 1

Cuadro No. 2

El método seguido en la práctica de dicho análisis granulométrico consiste en grandes rasgos de lo siguiente:

Con la ayuda de una máquina se suministra la agitación-mecánica, con el objeto de evitar imperfección en el movimiento adecuado de los tamices, los cuales se colocan en una armadura vertical que describe un movimiento elíptico sobre el plano horizontal, y al final de cada ciclo el extremo superior de c/u tamiz recibe un golpe seco, prolongándose esta operación por un lapso de 15 a 20 min. Obviamente en este caso, se utilizaron 6 tamices de abertura diferente para obtener también 6 fracciones distintas. Colocando el tamiz de mayor abertura lineal 10" en el extremo superior y el más fino 2" en el inferior. Este equipo también está provisto de una tapa sobre el tamiz superior y un recipiente colector bajo el tamiz del fondo, recogiendo los finos en dicho recipiente y cuando no aparece nuevo material en él (lo cual indica que pa

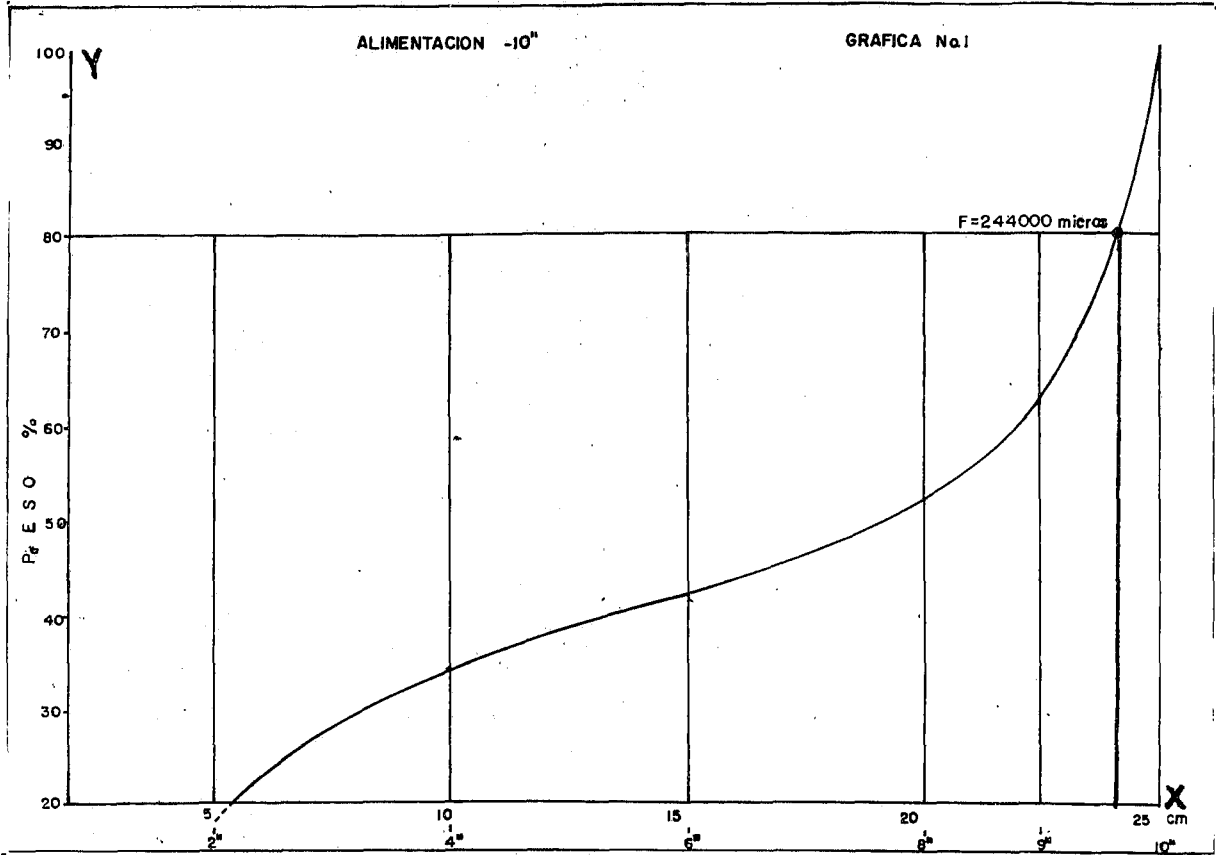
ra los fines prácticos ha terminado la operación de tamizado), - se desmontan los tamices con objeto de pesar las distintas fracciones.

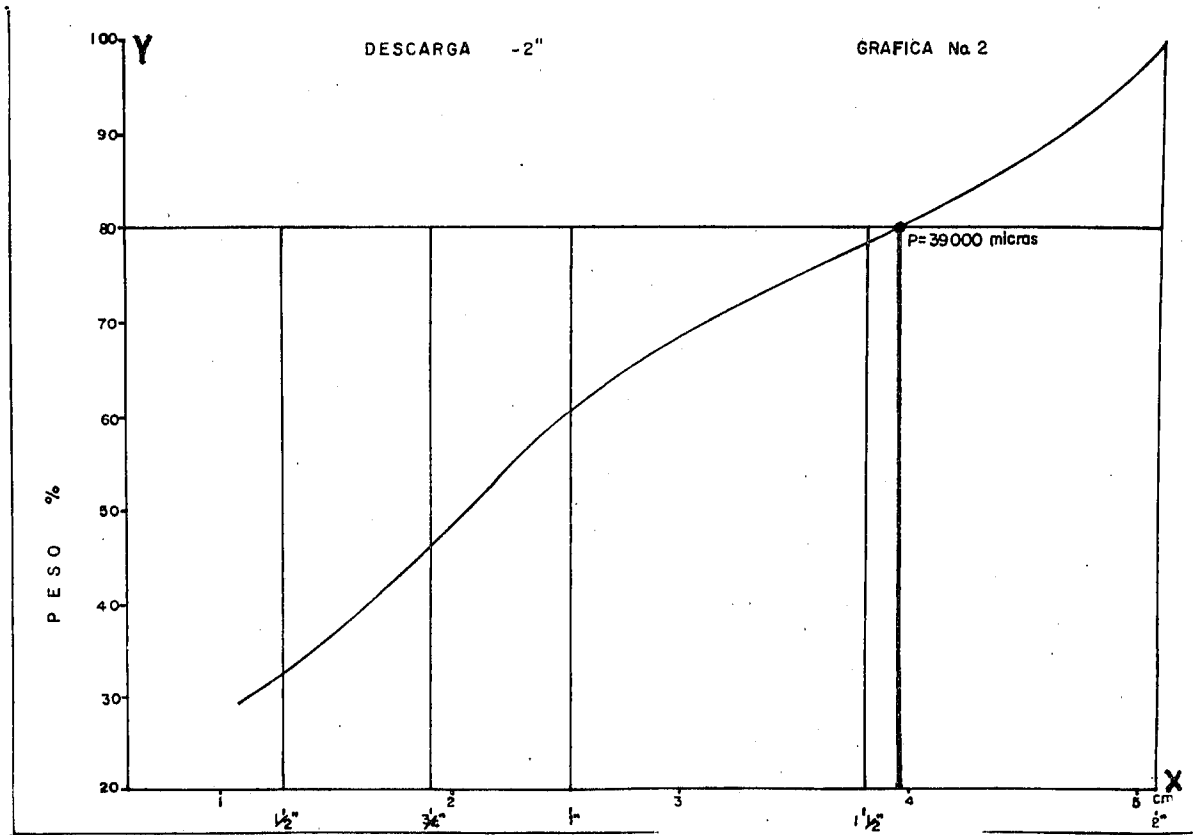
Ahora bien, si expresamos el peso de cada una de las fracciones en porcentaje y los valores obtenidos se llevan a ordenadas "Y", en tanto que las aberturas lineales de cada tamiz se llevan a las abscisas "X", haciendo  $Y = f(X)$  en la gráfica se obtienen 6 puntos de intersección, cuya unión da una curva característica como se muestra en la gráfica No. 1 para la alimentación 10". De igual forma se obtiene la curva característica como se indica en la gráfica No. 2 para la descarga 2". Una vez que se han obtenido tales curvas, se procede a determinar el valor de "F" mediante la gráfica No. 1, trazando una línea paralela al eje "X" a partir del punto correspondiente a un valor de 80% en el eje "Y", puesto que como ya se indicó, se desea precisar el valor real de la alimentación y de la descarga para un tamaño al cual se encuentra el 80% en peso de cada fracción. De este modo, el punto en el que dicha línea horizontal corta a la curva da, bajando una perpendicular al eje "x" un valor para  $F = 24.4$  cm que convertido a micras es de 244 000 u. o de igual forma se deduce por medio de la gráfica No. 2, que la descarga tiene un valor  $P = 3.9$  cm o bien 39000 u

Quedando así la siguiente relación:

$$R. T. = \frac{F}{P} = \frac{244000 \text{ u}}{39000 \text{ u}} = 6.25$$

Como se podrá observar, ésta relación que se ha determinado por vía experimental difiere considerablemente de la que se obtiene mediante la relación escueta de admisión-descarga, quedaría una falsa relación  $R. T. = 5$





### 2.3.- Nueva superficie producida.

En el primer capítulo de esta monografía, se señaló -- que en la industria los sólidos se reducen de tamaño por diferentes - medios y con fines también diversos, siendo uno de ellos el aumentar considerablemente la reactividad química de los sólidos, lo cual se - logra incrementando la superficie original de las partículas del sólido o mineral en cuestión, ya que al aumentar la superficie de contacto entre las partículas y reactivos químicos utilizados en el proceso, se incrementa también la velocidad de reacción. Este hecho, por ser de gran importancia en la reducción de tamaño mineral, debe visualizarse de la mejor manera posible y con tal fin nos permitiremos suponer, teóricamente desde luego, que los trozos del mineral son de forma cúbica regular originalmente y que uno de los cubos al ser triturado se fracturará en partículas iguales. En base a estas consideraciones, precisemos el concepto de superficie original y de superficie -- producida, tomando como punto de partida el cubo que se muestra en la figura siguiente:



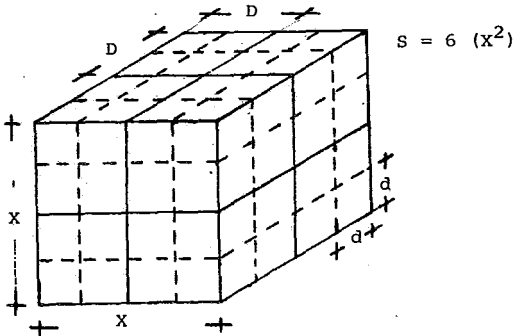


Fig. 2.3a

(1) La superficie original de dicho cubo será:

$$S = 6 (X^2) \dots\dots\dots(1)$$

(2) Y si esta partícula cúbica se somete a una trituración, en la siguiente y primera relación de trituración:

$$RT_1 = \frac{X}{D} \dots\dots\dots(2)$$

Despejando a  $X$  de la ecuación queda:

$$X = D RT_1$$

Y sustituyendo este resultado en la Ec. I se obtiene, - como nueva superficie producida:

$$N. S. = 6 D^2 (R.T_1)^3 \dots\dots(3)$$

Por otra parte, si la misma partícula cúbica de lado - X, se somete a trituración pero con la diferencia de que ahora se lleva a cabo en otra nueva y mayor relación de trituración, que produzca por consiguiente partículas aún más pequeñas de lado "d" y de este modo tendremos:

$$rt_2 = \frac{x}{d} \dots\dots\dots(4)$$

$$. \cdot . \text{ n.s.} = 6 d^2 (rt_2)^3 \dots\dots\dots(5)$$

Finalmente para ilustrar aún mejor este concepto de superficie original y de superficie producida, asignemos los valores siguientes:

$$X = 4 \text{ cm.}$$

$$D = 2 \text{ cm.}$$

$$d = 1 \text{ cm.}$$

Y sustituyendo estos valores en las ecuaciones anteriores tendremos:

$$S = 6 (4^2) = 96 \text{ cm}^2 \dots\dots\dots(1)$$

$$RT_1 = \frac{4 \text{ cm.}}{2 \text{ cm.}} = 2 \dots\dots\dots(2)$$

$$\text{N.S.} = 6 (2^2) (2^3) \dots = 192 \text{ cm}^2 \dots\dots\dots(3)$$

$$rt_2 = \frac{4 \text{ cm.}}{1 \text{ cm.}} = 4 \dots\dots\dots(4)$$

$$\text{n.s.} = 6 (1^2) (4^2) = 384 \text{ cm}^2 \dots\dots\dots(5)$$

#### 2.4.- Energía y potencia necesarias para trituración.

En secciones anteriores se hizo notar que, cada vez que un mineral se tritura hay un consumo de energía proporcional a la nueva superficie producida; según ésto, puede considerarse desde el punto de vista económico, que el gasto principal en trituración y molienda es en realidad el costo de la energía, lo cual hace necesario efectuar un análisis de los factores que controlan dicho costo. Aunque generalmen-te resulta difícil separar el trabajo útil del esfuerzo necesario inci-dental para realizar la trituración, existen diversas teorías que se han creado precisamente con ese objeto. La primera de ellas fue propuesta por Rittinger en 1867 y establece que: "El trabajo necesario en la trituración es directamente proporcional a la nueva superficie generada". Bajo este principio, si se consideran las expresiones (4) y (6) de la sección 2.3 de esta monografía y asignando en forma simbólica un valor determinado en KW para el trabajo efectuado, se obtiene la si-guiente relación:

$$\frac{KW_1}{NS_1} = \frac{KW_2}{ns_2} \quad (7)$$

Sustituyendo las expresiones algebraicas correspondientes a las super-ficiés producidas, se obtiene:

$$\frac{KW_1}{6 D^2 (RT_1)^3} = \frac{KW_2}{6 d^2 (rt_2)^3} \quad (8)$$

Si despejamos ( $KW_2$ ), que representa el trabajo que requiere desarrol-lar se para producir una nueva superficie ( $ns_2$ ), queda:

$$KW_2 = \frac{d^2 (rt_2)^3}{D^2 (RT_1)^3} KW_1 \quad (9)$$

Esta ecuación que representa "la Ley de Rittinger" tiene gran aplicación

e importancia, en cuanto a la determinación de la nueva capacidad de la máquina al variar la relación de trituración, pues como hemos visto al aumentar su valor también se incrementa en igual proporción la superficie producida, lo que se traduce en una mayor demanda de energía o viceversa, en caso de disminuir dicha relación. Según esto, puede establecerse la siguiente proporción:

$$\frac{RT_1}{\text{Ton/hr}} = \frac{rt_2}{\text{ton/hr}} \quad (10)$$

$$\text{O bien, } \frac{RT_1}{rt_2} = \frac{\text{Ton/hr}}{\text{ton/hr}} \quad (11)$$

Lógicamente, mediante las ecuaciones (9) y (11) puede deducirse la nueva capacidad de producción en toneladas por hora para la máquina de referencia o si es necesario sustituirla, por otra de mayor o menor potencia de acuerdo con los datos de cálculo:

$$\text{ton/hr} = \frac{KW_1 \cdot \frac{\text{Ton}}{\text{hr}}}{KW_2} \quad (12)$$

El ejemplo siguiente da una idea numérica del principio antes expuesto.

Problema:

Se tiene una trituradora de 10" x 16" con motor de 30 HP, con una capacidad de producción de 33 Ton/hr. Se tritura desde -10" hasta - 2.5" y se opera inicialmente a una RT = 5. Determinense la demanda de energía y la nueva capacidad para la máquina de referencia.

Supóngase que no varía el tamaño de la alimentación de - 10" y si en cambio se modifica la descarga, como se indica en los siguientes casos:

Caso No. 1

- 1) Alimentación constante
- 2) Descarga a - 1.5"

Datos comparativos:

$$1) RT_1 = \frac{F}{P} = \frac{10}{2.5} = \dots\dots\dots rt_2 = \frac{10}{1.5} = 6.67$$

$$2) KW_1 = 30 \quad x \quad \frac{0.745 \text{ KW}}{1} = 22.35 \quad \dots\dots\dots Kw_2 = x$$

$$3) D = 2.5 \text{ In} \quad \dots\dots\dots d = 1.5 \text{ In}$$

$$4) C.P._1 = 33 \frac{\text{Ton}}{\text{hr}} \quad \dots\dots\dots C.P._2 = Y$$

$$5) D.E._1 = \frac{22.35 \text{ KW}}{33 \frac{\text{Ton}}{\text{hr}}} = 0.68 \frac{\text{kw} - \text{hr}}{\text{Ton}} \quad \dots\dots\dots d.e._2 = Z$$

Sustituyendo en la Ec. (10)

$$Kw_2 = x = \frac{(1.5)^2 (6.67)^3 22.35}{(2.5)^2 (4)^3} = \frac{14935.6}{400}$$

$$\therefore Kw_2 = 37.34$$

Sustituyendo en la Ec. (12)

$$c.p._2 = Y = \frac{22.35 \times 33}{37.34} = 19.76$$

$$\therefore c.p._2 = 19.76$$

$$d.e._2 = \quad = \frac{Kw_2}{c.p._2} = \frac{37.34}{19.76} = 1.13 \frac{\text{Kw} - \text{hr}}{\text{Ton}}$$

$$\therefore d.e._2 = 1.13 \frac{\text{Kw-hr}}{\text{Ton}}$$

Caso No. 2

1) Alimentación constante

2) Descarga a - 3"

Datos Comparativos:

$$(1) RT_1 = \frac{10}{2.5} = 4 \dots rt_2 = \frac{10}{3} = 3.3$$

$$(2) KW_1 = 22.35 \dots KW_2 = 18.59$$

$$(3) D = 2.5 \text{ In.} \dots d = 3 \text{ In.}$$

$$(4) D.E._1 = 0.68 \dots d.e._2 = 0.56 \frac{\text{Kw} - \text{hr}}{\text{Ton}}$$

$$(5) C.P._1 = 33 \frac{\text{Ton}}{\text{hr}} \dots c.p._2 = 39.3$$

Los ejemplos anteriores demuestran el enunciado de "La Ley de Rittinger". Sin embargo, al aplicar dicha ecuación deben considerarse los tamaños efectivos tanto de alimentación (F) como de descarga (P) y cuyos tamaños corresponden al 80% al cual se halla  $c/u$  de los productos, como ya se indicó en forma detallada en la sección 2.2. Se ha demostrado que la ley de Rittinger se aplica razonablemente -- bien, bajo condiciones en las que suministro de energía por unidad de masa de sólido no es demasiado grande, y puede usarse como una -- primera aproximación para los procesos reales de trituración de los que se determina experimentalmente la RT en una máquina del tipo que se usará y con el mismo material.

## 2.5 Principales máquinas trituradoras. Descripción, funcionamiento y limitaciones.

Clasificación.- Las trituradoras son máquinas de baja velocidad, que resultan muy útiles para la reducción tosca de grandes cantidades de sólidos, generalmente duros, por lo que de hecho realizan el trabajo más rudo. Los principales tipos de quebrantadoras son:

- 1.- Trituradoras de mandíbulas
- 2.- Trituradoras giratorias
- 3.- Trituradoras de rodillos (lisos y dentados)

En secciones anteriores se indicó, que ésta operación generalmente se lleva a cabo en dos etapas: Primaria y Secundaria. La primera de ellas normalmente se realiza en quebrantadoras de mandíbulas o giratorias, reduciendo el tamaño de los trozos de mineral a un valor comprendido entre 5 y 7.5 cm.; y las máquinas utilizadas en la trituración secundaria son por lo general del tipo giratorio o cónico, reduciendo el producto que se obtiene en la fase primaria hasta partículas de tamaño aproximado de 0.5 cm. \*

### I.- Trituradoras de mandíbulas.

Descripción.- Normalmente constan de dos planchas de acero al Mn que forman una especie de "V" abierta por la parte superior, misma que a su vez sirve para la alimentación del mineral. Una mandíbula, llamada fija, es casi vertical y obviamente no se mueve; la otra que se conoce como oscilante o móvil, se encuentra en frente y puede girar sobre un eje situado en su parte superior o inferior, teniendo así un movimiento alternativo hacia delante y hacia atrás de corto recorrido y formando generalmente un ángulo de 20 a 30° con la mandíbula fija.

Mecanismo de su funcionamiento.- En general, esto es, independientemente del tipo de quebrantadora de quijadas, puede considerarse el siguiente mecanismo: El mineral se carga en el espacio -- comprendido entre las mandíbulas y de ellas, la móvil en su recorrido hacia delante comprime o aplasta los trozos contra la fija; al retroceder dicha quijada, el mineral ya triturado cae por la abertura que en la parte inferior forman las mandíbulas. Este movimiento alternativo que aumenta y disminuye la abertura angular, se logra con un mecanismo de excéntrica y biela. Los trozos del mineral caen en la cavidad desde la entrada alimentadora hasta cierta profundidad (Media o  $\frac{2}{3}$  del total), cuando la mordaza está abierta y son aplastados por-- el movimiento de cierre; los fragmentos caen más abajo en la cavidad angular, siendo captados de nuevo y comprimidos hasta que pueden salir por el fondo de la abertura existente entre las dos planchas, alcanzando así la reducción necesaria. Las superficies de las mandíbulas son planas o ligeramente cóncava y pueden llevar ranuras horizontales poco profundas.

†  
Las mandíbulas se abren y cierran a una velocidad de - 250 a 400  $\frac{\text{Rev}}{\text{Min}}$ ; y el movimiento de la quijada libre determina los distintos tipos de estos aparatos, encontrando así una subdivisión en -- quebrantadoras tipo Blake y Dodge.

#### A.- Quebrantadora Blake.

Descripción y funcionamiento.- Esta máquina consiste - fundamentalmente en un bastidor de acero fundido, sobre el cual van - montadas las mandíbulas una fija y otra móvil; ambas son de acero fun - dido y están revestidas de una capa de acero al Mn, ya que éste últi-



mo es un material muy tenaz y resistente al desgaste por rozamiento. La excéntrica acciona una biela conectada a dos rótulas, una de las cuales está unida a la máquina y la otra a la mandíbula móvil; el punto de apoyo se encuentra en la parte superior de ésta y el mecanismo de su funcionamiento es el siguiente: La biela de tracción recibe de la excéntrica un movimiento casi vertical y como una de las rótulas está casi montada sobre un apoyo fijo a un extremo del armazón del desintegrador, el movimiento de balanceo; la mandíbula se mantiene firme contra la rótula gracias a la tensión de un resorte y obviamente que la desintegración sólo se produce cuando la mandíbula móvil avanza hacia la fija. Este mecanismo se ilustra en las figuras (a) y (b) que se muestran a continuación:

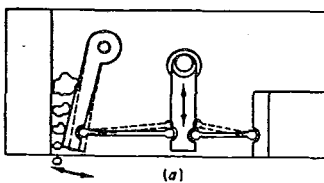


Fig. (a) Quebrantador Blake de doble palanca.

El hecho de que sólo haya desintegración al avanzar la mandíbula móvil hacia la fija, implica un consumo intermitente de energía y con el objeto de uniformizar dicho consumo, se montan uno o dos volantes de gran masa sobre el eje principal y la máquina se acciona mediante correas ordinarias o trapezoidales.

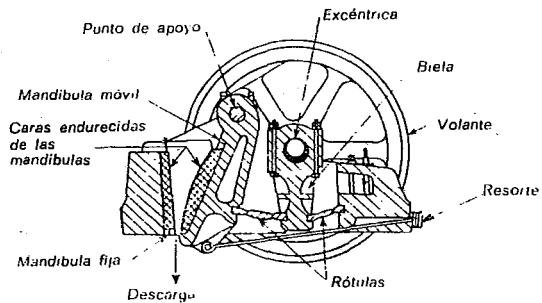


Fig. (b) Sección transversal de un quebrantador Blake.

Ventajas:

- (1) De hecho no hay tendencia a bloquearse, ya que el movimiento se efectúa principalmente en el fondo de la "V".
- (2) Este tipo de quebrantador produce menos finos y puede operar con materiales más pegajosos.
- (3) Cuando la entrada alimentadora tiene por dimensiones - 2 X 2.5 m, puede recibir materiales con un  $\phi$  medio de 2 m.

(4) La capacidad de producción de una máquina con las características señaladas es de 1000 Tm/hr, reduciendo las partículas hasta un tamaño máximo de 25 cm.

Principal limitación.- A pesar de que no sufre atascos en la abertura de salida, es muy variable esta última y por consiguiente hay menos control en el tamaño de la partícula.

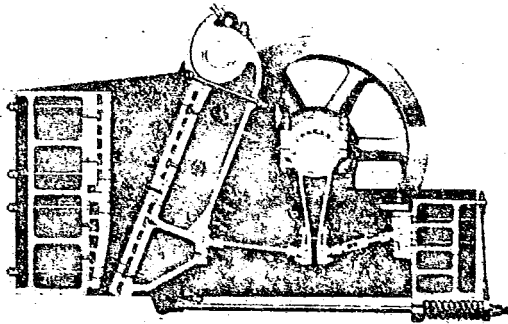


Fig. (c) Quebrantador de mandíbulas tipo Blake.

Quebrantador Dodge.

Descripción y funcionamiento.- Difiere del tipo Blake en que la mandíbula móvil está apoyada en la parte inferior, con lo que la abertura se descarga prácticamente permanece constante, proporcionando así un producto de tamaño más uniforme; no lleva rótulas y la mandíbula-

se mueve mediante una excéntrica a través de una biela de tracción. La energía llega a través de una larga palanca y, si el quebrantador se atasca, sus piezas resisten enormes esfuerzos por la inercia del volante, pero que si resultan excesivos en máquinas con abertura de salida superior a 28 cm. Las figuras (d) y (e) que se muestran a continuación ilustran el mecanismo de su funcionamiento:

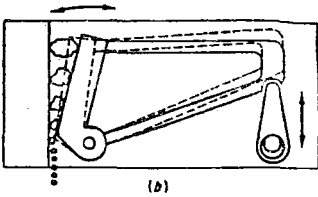


Fig. (d) Quebrantador Dodge.

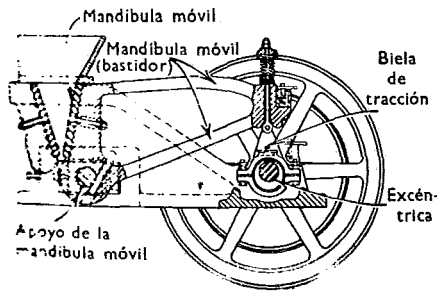


Fig. (e) Sección transversal de un quebrantador de mandíbulas tipo Dodge.

Ventajas y limitaciones:

- (1) Este tipo de trituradoras de poco producto de tamaño superior al deseado y una gran cantidad de finos, de modo que si se usa una sola máquina la uniformidad de estos puede significar una gran ventaja, pero si no es así, el aparato tiene aplicación limitada.
- (2) La constante abertura de las mandíbulas en el punto de descarga hace que presente una desagradable tendencia a atascarse, cosa que no ocurre con el Blake.
- (3) Como consecuencia de la limitación anterior, este tipo de quebrantador trabaja únicamente con tonelajes moderados de sólidos se-

cos que fluyen libremente, lo que tampoco sucede con el Blake cuya -  
espacilidad es mucho mayor.

Todas estas razones justifican el hecho de que el tipo más común de-  
quebrantador de mandíbulas sea el Blake.

Observaciones.- Existen muy variados diseños para las trituradoras -  
de mandíbulas, algunos de los cuales combinan el esfuerzo de corte -  
con el de compresión. El quebrantador universal, cuya figura se mues-  
tra a continuación, es el resultado de una combinación de los princi-  
pios de los desintegradores Dodge y Blake; este mecanismo combinado-  
consiste fundamentalmente de lo siguiente: Cada revolución del eje -  
principal proporciona dos etapas trituradoras, gracias a que el pivo-  
te está sobre el extremo inferior de la mandíbula móvil, lo cual ha-  
ce que dicho extremo se mueva hacia delante en tanto que el otro re-  
trocede.

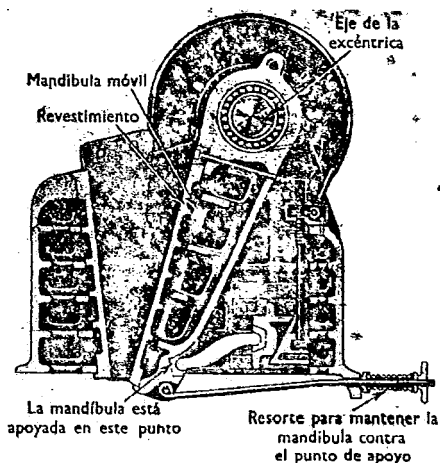


Fig. (f) Sección transversal del quebrantador universal.

Trituradoras giratorias.

Descripción.- Con objeto de disponer de máquina con mayor capacidad de trabajo, posteriormente se desarrollaron los quebrantadores giratorios que actúan de manera similar a los de mandíbulas, ya que el elemento desintegrador móvil se acerca y aleja de una placa fija. Estas máquinas, generalmente constan de una masa trituradora de forma cónica que gira en el interior de una carcasa tronco cónica fija, - abierta por su parte superior e inferior; al elemento móvil también se le conoce como cabezal cónica de trituración y está soportado de un eje pivotado en la parte superior de la máquina y de este modo el cabezal gira libremente sobre el eje, moviéndose a baja velocidad - debido a la fricción con el material que se tritura; esta velocidad - varía entre 125 y 425 Rev/Min.

Este tipo de quebrantador tiene aplicación en la primera - etapa de la trituración, reduciendo los trozos del mineral hasta un - valor entre 5 y 7.5 cm.

En la figura (a) que aparece a continuación, se muestra el - esquema de la sección transversal de una trituradora giratoria del - tipo más común:

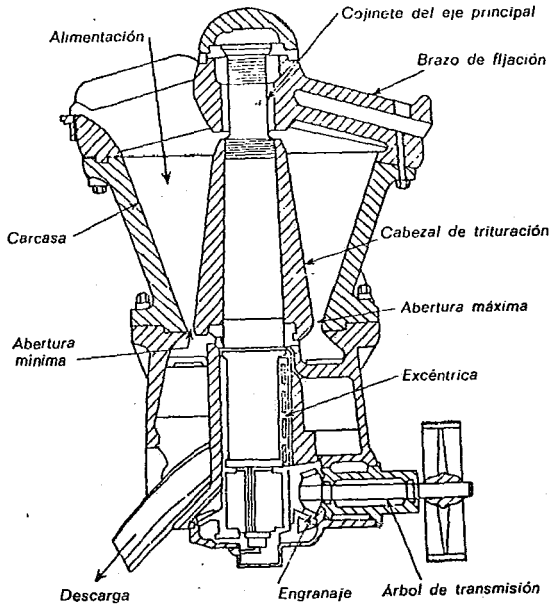


Fig. (a) Trituradora giratoria.

Mecanismo de su funcionamiento.- Una excéntrica mueve el extremo inferior del eje y por consiguiente también el del cabezal de trituración, acercándose y alejándose de la pared estacionaria en cualquier punto de la periferia de la carcasa. Los sólidos que quedan aprisionados en el espacio en forma de "V" formado por el cabezal y la carcasa, se rompen varias veces hasta que salen por el fondo; a continuación, se criban en un tamiz vibrante los productos obtenidos, con objeto de separar aquellas partículas cuyo tamaño es ya lo suficientemente fino, con lo que lógicamente se logra un incremento en la capacidad de los quebrantadores secundarios. Esta descarga de los productos se continúa y no intermitente como ocurre en las trituradoras de mandíbulas, ya que en todo momento trabaja una parte del cabezal. en la figura (b) se ilustra dicho mecanismo.



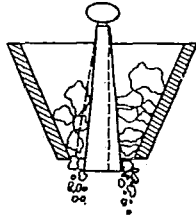


Fig. (b) Quebrantador giratorio.

Ventajas:

- (1) Los consumos de energía, de los quebrantadores de mandíbulas y giratorios son casi iguales, pero la carga es en los giratorios, algo más uniforme por tratarse de una trituración continua; en tanto que el de mandíbulas presiona de modo intermitente.
- (2) Potencia requerida.- La potencia necesaria por Ton. de material triturado es también menor, que en el caso de las de mandíbulas.
- (3) Capacidad.- Es considerablemente mayor en los quebrantadores giratorios que en los de mandíbulas, ya que en ellos el proceso es continuo y no intermitente. Las mayores trituradoras giratorias tratan hasta 3500 Tn/hr.

Limitaciones:

- (1) Su costo y mantenimiento, son bastante elevados, en comparación con los de una trituradora de mandíbulas.
- (2) En cuanto a capacidad de producción, nos encontramos con que esta depende de diversos factores, tales como: Disposición del cabezal naturaleza del material de alimentación y velocidad de giro.

Triturador cónico Symons:

Descripción.- Tiene gran aplicación en la segunda fase del proceso y es similar a las quebrantadoras giratorias descritas con anterioridad diferenciándose fundamentalmente en el hecho de que trabaja a velocidades relativamente altas de aproximadamente 500 Rev/Min y en que la abertura de descarga es mucho menor.

Mecanismo de su funcionamiento.- Como se podrá observar en la figura (c) que se muestra a continuación, se ha modificado la estructura en los conos para dar a la cavidad de trituración un volúmen que facilite la uniformidad del trabajo; sin embargo esto tiene la desventaja de que el volúmen de los finos en el fondo tiene a obstruir la salida de tal modo que haciendo una mayor circunferencia en la salida, el -- quebrantador Symons desarrolla mayor volúmen para los finos.

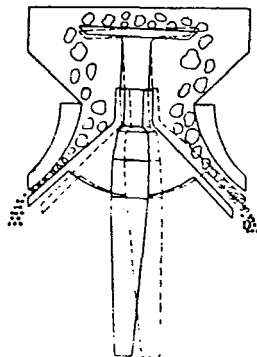


Fig. (c) Quebrantador cónico Symons.

La modificación citada en párrafos anteriores se puede incrementar aún más, disponiendo dos discos cóncavos, alimentados en el centro y sometiéndolos a un movimiento de balanceo para comprimir el material de manera progresiva conforme pasa hacia la periferia, donde es menor el huelgo; y como la gravedad no tiene una acción total y suficiente en ésta máquina, ambos discos giran para arrojar el material hacia fuera.

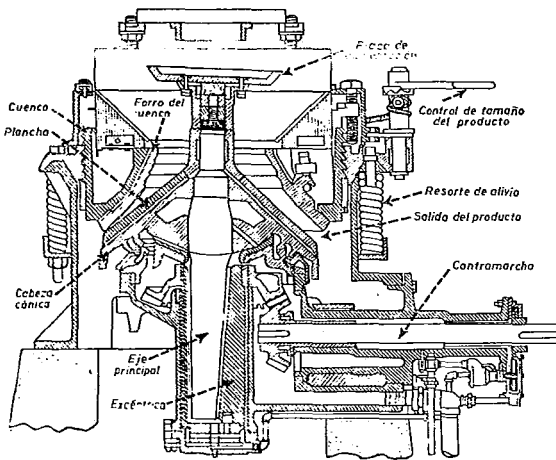


Fig. (d) Triturador cónico Symons.

### 3.- Trituradoras de rodillos (Lisos y dentados).

#### A. Trituradoras de rodillos lisos.

Descripción.- En esta máquina la presión directa de rotura se ejerce mediante dos rodillos pesados y metálicos de superficies lisas, que giran sobre ejes horizontales y paralelos. Las partículas de la alimentación al quedar aprisionadas entre los rodillos se rompen durante la compresión y descargan por abajo; los rodillos típicos tienen desde 60 cm de  $\phi$  y 30 cm de longitud hasta 2 y 2 m respectivamente.-

Mecanismo de su funcionamiento.- Los rodillos giran en sentidos opuestos y con igual velocidad; el valor de esta velocidad oscila entre 50 y 300 Rev/Min y el tamaño de las partículas del producto depende del espacio entre los rodillos, al igual que la capacidad de la máquina como se verá más adelante; las fuerzas ejercidas por los rodillos son muy grandes del orden de 1000 a 7000 Kg/cm de anchura del rodillo.

El rendimiento de la máquina es mayor, cuando se dispone previamente para producir un R. T. de 3 a 1 o bien de 4 a 1, es decir, el diámetro máximo de las partículas del producto es  $1/3$  o  $1/4$  del de la alimentación. Finalmente las trituradoras de rodillos lisos se emplean como quebrantadoras secundarias, con alimentaciones de 1 a 8 cm y dando productos desde 1 cm hasta 20 mallas Aprox. En la figura que se muestra a continuación se ilustra el mecanismo del tipo más común:

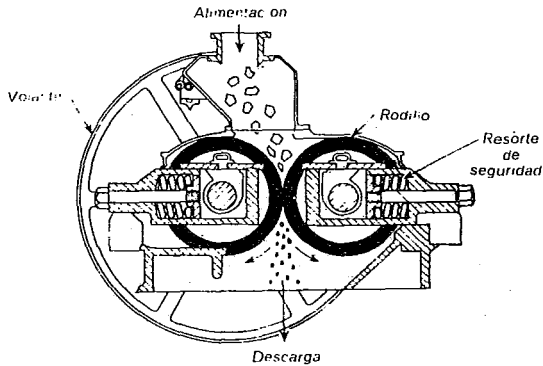


Fig. (a) Trituradora de rodillos lisos.

Ventajas y limitaciones.

Ventajas:

- (1) Dan pocos finos.
- (2) Prácticamente ningún tamaño superior al deseado

Limitaciones:

- (1) Dado que los rodillos tienen poca longitud y gran diámetro sólo pueden trabajar con trozos moderadamente grandes.

B. Trituradoras de rodillos dentados.

Descripción.-Al observarse que el rodillo liso no tenía mucha eficacia quebrantadora, se optó por utilizar un cilindro dentado o corrugado capaz de agarrar mejor la pieza e impulsarla con seguridad hacia la angostura de desintegración. En este tipo de máquinas, las superficies de los rodillos llevan estrías, barras rompedoras o dientes, realizán

dose la desintegración por la presión de estos contra los trozos grandes del material, desmenuzándolos del mismo modo que se rompe el hielo con un machete o pico.

Estas trituradoras pueden tener dos rodillos, al igual que las quebrantadoras de rodillos, lisos o tener solamente un rodillo que trabaja frente a una placa estacionaria curvada; las piezas son comprimidas y rotas en el espacio comprendido entre el rodillo o cilindro y la placa de fricción. En la figura que se muestra a continuación, se ilustra el funcionamiento del tipo más común de trituradora de un solo rodillo dentado:

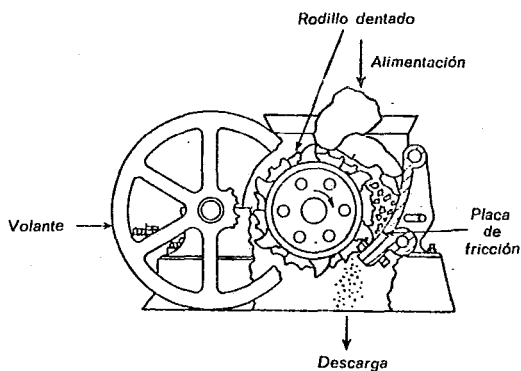


Fig. (b) Trituradora de un solo rodillo dentado

Mecanismo de su funcionamiento.-Las máquinas que se conocen como desintegradoras, tienen dos rodillos rugosos que giran a velocidades diferentes y rompen en pedazos la alimentación; estas trituradoras de rodillos dentados no sólo operan por compresión, como lo hacen las de rodillos lisos, sino también por impacto y cizalladura; la acción es parcialmente de aplastamiento, pero de modo especial es más de frotación o cizallamiento, lo cual se explica fácilmente si se considera que una velocidad diferencial de los cilindros, de una gran fuerza cortante en la línea de contacto y alrededor de ésta, de tal modo que hay una clara acción de frotamiento. Algunas trituradoras de doble rodillo dentado para tratar grandes cantidades de material, se emplean para la reducción primaria de carbón o materiales blandos semejantes; el tamaño de las partículas de la alimentación puede ser hasta de 50 cm y su capacidad de producción llega a 500 Tm/hr.

En otros casos uno de los rodillos es pequeño, estando provisto de barras trituradoras transversales y gira a gran velocidad en las proximidades de un rodillo grande que gira lentamente.

Ventajas y limitaciones.- Las trituradoras de rodillos dentados son más versátiles que las de rodillos lisos, con la única limitación de que no pueden operar con sólidos muy duros. No están limitadas por el problema del ángulo de presa inherente a las de rodillos lisos, y pueden, por consiguiente reducir partículas mucho mayores.

## 2.6 Cálculos en la selección de equipos.

a) Ley de trituración de Bond e índice de trabajo.

Ley de trituración de Bond.-A pesar de que la ley propuesta por --- Rittinger en 1867, es indiscutible, un investigador de nombre Fred C. Bond considerado que dicha teoría no se adapta perfectamente a -- Los equipos modernos y sobretodo en su interpretación, en 1951, expo ne lo que actualmente se conoce como "Tercer Teoría en trituración y molienda" y que basado en un razonamiento semiteórico, propone que:

"La energía requerida es proporcional al tamaño de la par tícula producida e igual a la diferencia de energías representadas - por la descarga (p) y alimentación (f). En partículas de estructura similar, el tamaño de la partícula es equivalente a la raíz cuadrada de la mitad de su super\_ficie y la nueva fractura es proporcional a la diferencia:

$$\frac{1}{\sqrt{P}} = \frac{1}{\sqrt{F}} \quad (1)$$

Sí además se considera, que todos y cada uno de los minerales ofre-- cen un cierto grado de resistencia al someterse a operaciones de tri turación y molienda, resulta lógico el hecho de introducir un paráme tro ( $W_i$ ) en la ecuacion que nos permita obtener el trabajo requerido en la trituración ( $W$ ) que obviamente serían directamente proporcio nales.



Es así como la fórmula base de la teoría de Fred C. Bond (1951) con siderada como "Tercer teoría" puede representarse por la siguiente ecuación:

$$W = 10 W_i \cdot \left( \frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}} \right)$$

o bien:

$$W = \frac{10 W_i}{\sqrt{P}} - \frac{10 W_i}{\sqrt{F}} \quad ( 2 )$$

$$W = W_i \left( \frac{\sqrt{R.T.-1}}{\sqrt{R.T.}} \right) \sqrt{\frac{100}{P}}$$

En donde ( $W_i$ ) es un índice de trabajo, que representa la energía total en Kw-hr/ton de alimentación, necesaria para reducirla hasta un tamaño tal que el 80 % del producto pase por un tamiz de 100 micrones y que equivale aproximadamente a que el 67 % pase por 200 mallas.

Para el objeto de cálculo, el tamaño efectivo de las partículas de alimentación (F) y descarga (P) es aquel al cual se halla el 80 % del material y se expresa en micras; así mismo, el trabajo requerido en la operación de trituración se expresa en KW-H/ton (W).

Por simplificaciones algebraicas de la ecuación (2) pueden obtenerse las siguientes:

$$W_i = \frac{W}{\left( \frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}} \right)} = W \left( \frac{\sqrt{R.T.}}{\sqrt{R.T.-1}} \right) \sqrt{\frac{P}{100}}$$

(2a)

$$P = \left( \frac{10 W_1 \cdot \sqrt{F}}{W \sqrt{F} + 10 W_1} \right) \quad ( 2b )$$

Estas ecuaciones del Ing. Fred C. Bond tienen gran aplicación en la determinación de la demanda de energía en trituración y molienda, la que se lleva a cabo principalmente con fines de estudio experimental e industrial; sin embargo, puede verse que dicha aplicación depende invariablemente de algunas determinaciones experimentales como se ilustra en el método siguiente:

Método directo:

Se conoce con este nombre por el hecho de que en él se determina directamente un cierto valor para el consumo de energía (W) en Kw-H/ton, bajo una relación de trituración (R.T.) determinada. Este método consiste en efectuar una prueba de trituración al mineral correspondiente, en una quebrantadora de mandíbulas y al que se le ha determinado previamente su granulometría, expresando (F) y (P) en micras; así como -- también se miden el amperaje y el Voltaje tanto en vacío como en operación, para determinar la demanda de energía y la capacidad de trituración.

En una trituradora de mandíbulas de dimensiones 4" x 6" con motor de 3 HP que transmite al volante de la quebradora una velocidad angular de 250 Rev y presenta en vacío una demanda de energía de 0.71 Kw, se trituró un <sup>Min</sup> mineral con una alimentación y descarga que se anota en los cuadros 1 y 2, al igual que en la gráfica 1 se determinan los valores de (f) y (p) de los puntos mencionados y que corresponden al tamaño al cual se halla el 80 % del mineral.

A L I M E N T A C I O N

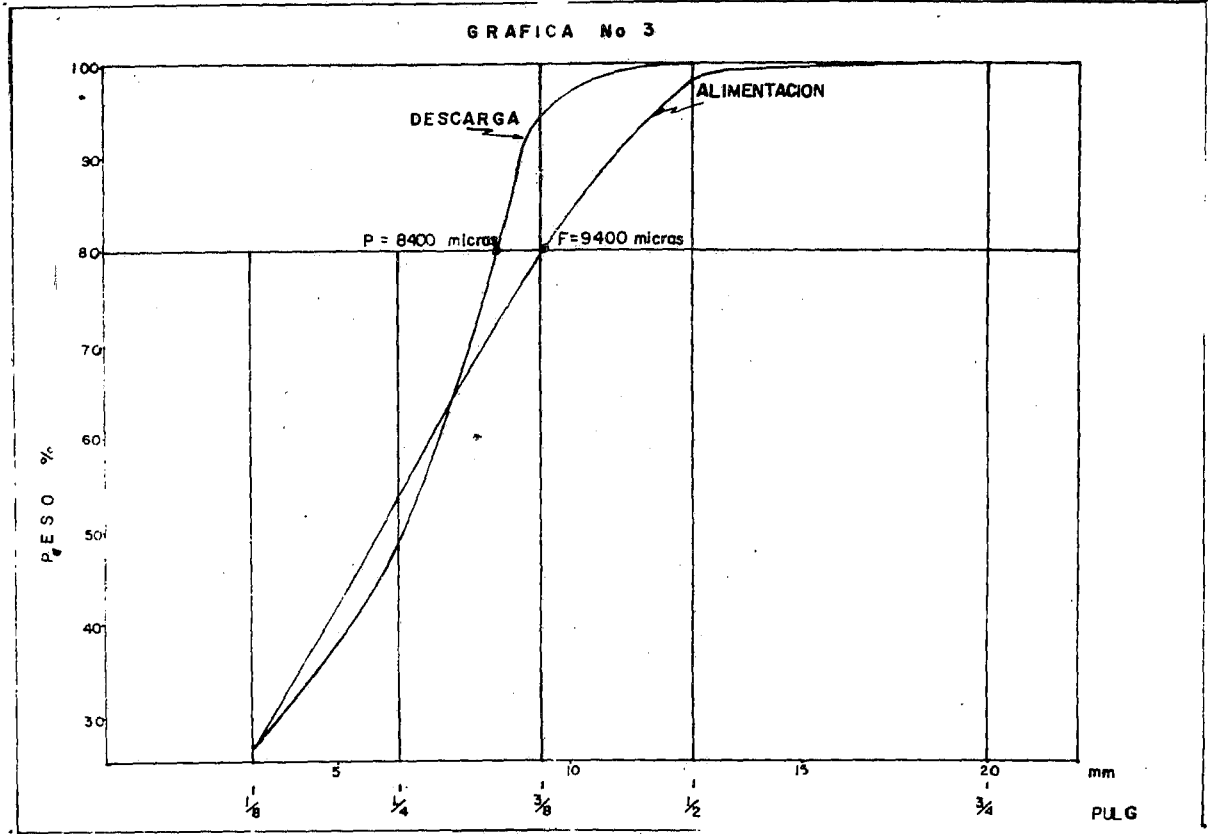
Producto	Tamaño mm	Peso %
-3/4"+1/2"		1.4
-1/2"+3/8"		17.1
-3/8"+1/4"		29.3
-1/4"+1/8"		26.5
-1/8"+10"		9.8
-10"		15.9
		100.0
-3/4"	-19.05	100.0
-1/2"	-12.70	98.6
-3/8"	- 9.52	81.5
-1/4"	- 6.35	52.2
-1/8"	- 3.18	25.7
- 10 <sup>1/4</sup> "	- 1.65	15.9
(P)	9400	MICRAS

CUADRO No. 3

D E S C A R G A

Producto	Tamaño mm	Peso %
-1/2"+3/8"		4.1
-3/8"+1/4"		46.1
-1/4"+1/8"		22.3
-1/8"+10"		10.0
-10"		17.5
		100.0
-1/2"	-12.70	100.0
-3/8"	- 9.50	95.9
-1/4"	- 6.35	49.8
-1/8"	- 3.18	27.5
- 10 <sup>1/4</sup> "	- 1.65	17.5
(P)	8400	MICRAS

CUADRO No. 4



Se observó que en la prueba se trituraron 46.35 Kg. en un tiempo de 3 Min y que corresponden a la siguiente capacidad:

$$C = \frac{46.35 \text{ K/g}}{3 \text{ Mi/n}} \times \frac{1 \text{ Ton}}{1000 \text{ K/g}} \times \frac{60 \text{ Mi/n}}{1 \text{ hr}}$$

$$C = 0.927 \text{ ton/hr}$$

Además, durante la operación se midió la demanda de energía y fué de 1.22 Kw, por lo que el consumo efectivo de energía en el trabajo desarrollado está dado por:

$$W = \frac{W_{\text{operación}} - W_{\text{vacío}}}{C_T} = \frac{1.22 \text{ Kw} - 0.71 \text{ Kw}}{0.927 \frac{\text{Ton}}{\text{hr}}}$$

$$W = 0.55 \frac{\text{Kw} - \text{Hr}}{\text{Ton}}$$

$$\text{Para una R.T.} = \frac{F}{P} = \frac{9400}{8400} = 1.12$$

Supóngase ahora, que se desea trabajar a una relación de trituración mayor con objeto de tener un grado de finura también mayor en el producto; originado esto un incremento notable en la demanda de energía para el trabajo desarrollado. No obstante, se puede determinar el índice de trabajo ( $W_1$ ) para la máquina, con el auxilio de los datos experimentales ya obtenidos y de la ecuación de Fred C. Bond (2a), que sirve de base para el cálculo de la demanda de energía para cualquier otra r.t.

$$W_i = W \left( \frac{\sqrt{R.T.}}{\sqrt{R.T.-1}} \right) \sqrt{\frac{P}{100}}$$

$$W_i = 0.55 \left( \frac{\sqrt{1.12}}{\sqrt{1.12-1}} \right) \sqrt{\frac{8400}{100}}$$

$$W_i = 15.40 \text{ Kw-H/ton}$$

Por ejemplo: Si la granulometría y gráficas correspondientes de un mineral que se alimenta a una quebradora a -10" y se tritura a -2", señalan los valores siguientes para (F) y (P):

$$R.T.' = \frac{F}{P} = \frac{244000}{39000} = 6.25$$

$$W' = W_i \left( \frac{\sqrt{R.T.'-1}}{\sqrt{R.T.'}} \right) \sqrt{\frac{100}{P}}$$

$$\therefore W' = 15.40 \left( \frac{\sqrt{6.25-1}}{\sqrt{6.25}} \right) \sqrt{\frac{100}{39000}} = 0.72 \text{ Kw-Hr/ton}$$

$$\frac{\text{KWH}}{\text{ton}}$$

Determinación del  $W_i$  por el método del péndulo.

Este método consiste en fracturar el mineral mediante el impacto producido por el péndulo, cuyas características son, --  $P = 33.3$  Lb y oscilación máxima de 3.0 ft. Dicho péndulo al girar libremente sobre un perno e incidir la roca, le imparte una energía variable ( $W$ ) expresada en Lb-ft, tal como se ilustra en la siguiente fotografía.



Foto: Péndulo (común)

Este método es, totalmente experimental ya que para poder determinar el  $W_i$  de la máquina y mineral en cuestión, generalmente se hacen entre 40 y 60 pruebas, tomando un promedio de los espesores de las rocas fracturadas al igual que de las lecturas de energía registradas en cada una de las pruebas, considerando para ello la altura de caída del péndulo. De modo que, si se desea hallar la energía necesaria para fracturar el mineral y expresada en Lb-ft/In --

de espesor del mismo, bastará con dividir el promedio de lecturas-- de energía entre el promedio de espesores. Este cociente se conoce como factor (c).

Por otra parte, también debe considerarse el concepto de densidad del mineral, ya que está en relación directa con la mayor o menor concentración de masa en su estructura. De este modo, - Fred. C. Bond llegó a una ecuación que se expresa a continuación y que determina mediante las pruebas descritas, lo que se conoce como índice de trabajo.

$$W_i = \frac{2.59 C}{S} \quad (3)$$

En donde:

$W_i$  = Índice de trabajo en: Kw-hr/ton

C = Factor "C" en Lb-ft/In

S = Promedio densidad de las rocas probadas

Nota: 2.59 es un factor de conversión

Ejemplo ilustrativo:

Con el mismo mineral empleado en el método directo, se realizaron - 35 pruebas por el método del péndulo y se obtuvieron los siguientes resultados promedio:



- (1) Promedio lecturas.....31.53 Lb-ft
- (2) " espesores..... 1.68 In
- (3) " densidad..... 2.92

Calculos:

$$C = \frac{31.53}{1.68} = 18.02 \frac{\text{Lb-ft}}{\text{In}}$$

$$W_i = \frac{2.59 \times 18.02}{2.92} = 15.98 \frac{\text{Kw-hr}}{\text{ton}}$$

$$W_i = 15.98 \text{ Kw-hr/ton}$$

Este valor para el índice de trabajo, es ligeramente mayor que el calculado por el método directo, no obstante, puede considerarse que los dos índices determinados por ambos métodos, prácticamente son iguales:

Método.....	W <sub>i</sub> en:	$\frac{\text{Kw - hr}}{\text{ton}}$
Directo.....		15.40
Péndulo.....		15.98

*observaciones:*

Sin embargo es importante considerar, que para algunos minerales con planos de fractura definidos, como sucede en las calizas, pizarras, lutitas, que presentan caras planas, generalmente el método del péndulo no es aplicable presentando demandas de energía cuyos valores son hasta 300 % mayores que los obtenidos en el método directo; por lo que para este tipo de minerales se recomienda el método directo que proporciona un valor real e intermedio.

(b) Aplicaciones de ésta Ley a la selección de equipo.

Es posible llegar a la selección apropiada de quebradoras, capaces de integrar una operación completa de trituración mediante la determinación del índice de trabajo ( $W_1$ ) por cualesquiera de los métodos antes expuestos.

Considerando el mismo ejemplo que se expuso en la determinación del ( $W_1$ ) por el método directo, apliquemos éstos conceptos en la selección de las trituradoras primaria y secundaria, más adecuadas.

Ejemplo: Se desea triturar el mismo mineral empleado anteriormente, a una capacidad de 300 Ton/hr; disponiéndose del mismo tipo de quebradora; por lo que puede considerarse el índice de trabajo ya determinado  $W_1 = 15.98 \frac{\text{Kwh}}{\text{ton}}$

Suponiendo además que dicho mineral se alimenta a la quebradora a - 10" y se tritura a - 2", teniéndose tanto de alimentación como de descarga las granulometrías ya consignadas en los cuadros ---- (1) y (2) y pudiéndose obtener (f) y(p) mediante los gráficos correspondientes.

(1) trituración primaria

Alimentación.....-10"

$$F = 244\ 000 \mu$$

Descarga.....-2"

$$P = 39\ 000 \mu$$

$$\therefore R.T._i = \frac{F}{P} = \frac{244\ 000}{39\ 000} = 6.25$$

De modo que, para un  $W_1 = 15.98 \frac{\text{Kwh}}{\text{ton}}$  ;

La demanda de energía será:

$$W_1 = W_i \left( \frac{\sqrt{R.T.-1}}{\sqrt{R.T.}} \right) \sqrt{\frac{100}{P}}$$

$$\therefore W_1 = 15.98 \left( \frac{\sqrt{5.25}}{\sqrt{6.25}} \right) \sqrt{\frac{100}{39000}}$$

$$\therefore W_1 = 0.742 \frac{\text{Kwh}}{\text{ton}}$$

$$\text{Si : } C_T = 300 \frac{\text{ton}}{\text{hr}}$$

$$\therefore P = 0.742 \frac{\text{Kwh}}{\text{Ton}} \times 300 \frac{\text{Ton}}{\text{hr}} = 222.6$$

$$\therefore P = 222.6 \text{ Kw} \times \frac{1 \text{ HP}}{0.745 \text{ Kw}}$$

$$P = 298.7 \text{ H. P.}$$

De acuerdo con éstos cálculos, deducimos que en esta primera etapa de la trituración deberá usarse la quebradora A-C modelo 30-55 y con motor de 300 H.P.

(2) trituración secundaria

Alimentación.....- 3"

F = 39000

Descarga.....- 1/2"

$$P = 8\,400 \mu$$

$$\therefore R.T._2 = \frac{F}{P} = \frac{39\,000}{8\,400} = 4.64$$

$$\text{Si: } W_1 = \text{Cte.} = 15.98 \frac{\text{Kwh}}{\text{ton}}$$

$$\therefore W_2 = W_1 \left( \frac{\sqrt{R.T._2 - 1}}{\sqrt{R.T._1}} \right) \sqrt{\frac{100}{P}}$$

$$\therefore W_2 = 15.98 \left( \frac{\sqrt{3.64}}{\sqrt{4.64}} \right) \sqrt{\frac{100}{8\,400}}$$

$$\therefore W_2 = 1.438 \frac{\text{Kwh}}{\text{ton}}$$

$$\text{Si: } C_t = 300 \frac{\text{Ton}}{\text{hr}}$$

$$\therefore P = 1.438 \times 300 = 431.4 \text{ Kw}$$

$$\therefore P = \frac{431.4}{0.745} = 579 \text{ H. P.}$$

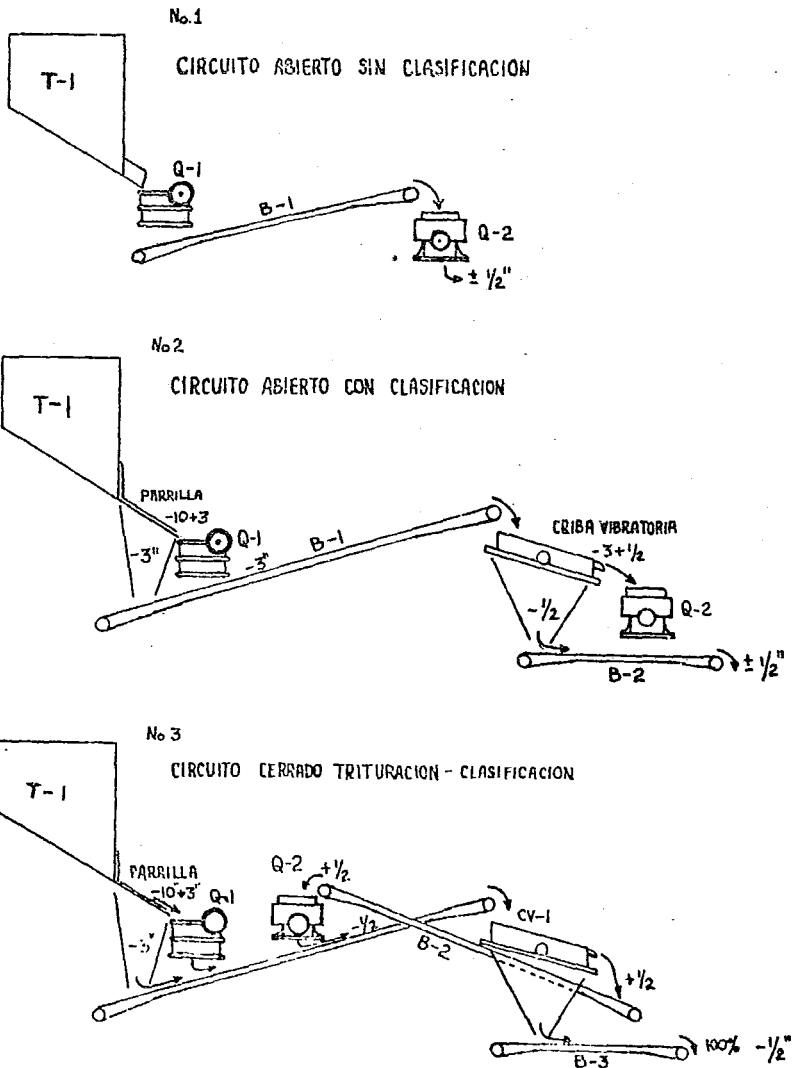
$P = 579 \text{ H. P.}$
-------------------------

De aquí se deduce, que es esta segunda etapa de la trituration deberán utilizarse 2 quebradoras modelo S. H. y con motor de 300 H.P. cada una.

(c) Sistemas de trituration:

El diagrama que se muestra a continuación, representa en forma esquemática é ilustrativa los tres sistemas o arreglos principales para ésta operación

metalúrgica y como se podrá observar en los esquemas, la eficiencia en la trituración se incrementa del arreglo (1) al (3); aunque también aumenta en el mismo sentido la inversión que se hace en instalación y que corresponde a gastos fijos de la empresa, en tanto que la inversión en operación disminuye del sistema (1) al (3); aspecto que resulta bastante ventajoso en las plantas de gran capacidad.



### III. Molienda

#### 3.1 Generalidades.

Los productos obtenidos en la trituración secundaria, frecuentemente se llevan a un molino, donde se reducen prácticamente a polvo hasta un tamaño aproximado de 100 a 200 mallas, pero siempre dentro de límites económicos.

Uno de los objetivos de la molienda es obtener partículas de mineral de tamaño deseado; de modo que si es importante un tamaño límite, se hace necesario entonces un regulador, tal como un tamiz o un clasificador para devolver al molino las partículas de diámetro mayor y aceptar sólo las de tamaño inferior en el producto. En el caso contrario, esto es, siendo importante que no haya partículas más finas, sólo es posible un control limitado debido a que las partículas normalmente se rompen en una gama irregular de diámetros, este hecho ha sido objeto de estudios estadísticos realizados por varios investigadores, pero hasta ahora ningún trabajo teórico ha sido plenamente aceptado.

Aunque la molienda generalmente consta de una serie de fases o etapas intermedias, en las que se utilizan tamices y dispositivos para determinar las dimensiones de las partículas obtenidas, fundamentalmente pueden considerarse sólo dos de ellas:

- a) Molienda primaria.-Que normalmente se efectúan en molinos de barras, lográndose en éstos y en la mayor parte de los casos una descarga a 991 ( 16 mallas ).
- b) Molienda secundaria.- Que generalmente se lleva a cabo en los moli

nos de bolas, alcanzándose en éstos cualesquier tamaño, dentro de límites económicos.

Las razones que sirven de base para el uso de uno u otro tipo de molino en las etapas primaria y secundaria, se examinarán con detalle en secciones próximas.

Por otra parte cabe señalar aquí, que la molienda es una operación que puede realizarse por vía seca o húmeda siendo ésta última la más común y aplicable principalmente a los molinos de bolas, aunque -- también se hace con otros tipos; en tanto que el molido en seco en los de bolas queda limitado por el hecho de que las partículas finas se -- aglomeran en masas resilientes sueltas o adheridas a las bolas y a las paredes, de tal forma que ya no sufren ninguna molienda posterior, lo que no ocurre por vía húmeda, ya que en ésta las partículas permanecen dispersas hasta llegar a tamaños más finos.

La operación de molienda se logra con alta eficiencia cuando los molinos se operan bajo condiciones normales en cuanto a uniformidad en el tamaño de la alimentación, dilución (vía húmeda) y si además satisfacen las siguientes constantes de trabajo:

- ( 1 ) Velocidad.
- ( 2 ) Carga de bolas o elementos trituradores.
- ( 3 ) Potencia del motor.

NOTA: Estas constantes se estudiarán con detalle en las siguientes sec ciones.

Existen muchos tipos de molinos pero el más utilizado es el de tambor rotativo o giratorio, que consta de un tambor horizontal que gi

ra lentamente y se encuentra parcialmente lleno con cuerpos o elementos trituradores, tales como bolas, barras metálicas y guijarros, que pueden moverse lebremente. Así pues, dada la generalizada aplicación actual de los molinos de bolas o guijarros y de los molinos de barras por su alta eficiencia y ventajas en las operaciones de molienda (Cuando se trabaja bajo condiciones favorables y se satisfacen ciertas constantes ya mencionadas, se juzga conveniente enfocar el siguiente análisis al estudio de los molinos giratorios, con objeto de sentar las bases teóricas de su funcionamiento y control adecuados.



### 3.2 Velocidad crítica y de trabajo.

#### 3.2 a Conceptos y consideraciones preliminares.

Primeramente, consideramos que las partículas de un mineral sólo sufrirán la operación de molienda en el caso de que los miembros o elementos de molienda, tales como barras, bolas o guijarros, tengan un movimiento tal con respecto al molino y que además dicha operación se lleve a cabo eficientemente.

Ahora bien, si se supone que la velocidad de rotación del molino es lo suficientemente alta como para permitir el fenómeno de centrifugación, por el cual los miembros de trabajo y la carga de mineral se adhieren a las paredes del molino, se obtendrá entonces poco o ningún efecto de molienda; y la velocidad a la que ocurre dicha centrifugación se conoce como velocidad crítica ( $V_c$ ). Este concepto sirve a su vez de base para el hecho de que la velocidad de operación o trabajo ( $V_t$ ) tiene que ser menor que la crítica ( $V_c$ ); así encontramos que la velocidad de trabajo ( $V_t$ ) corresponde, dependiendo del tipo de molino y requerimientos de molienda entre el 70 y 80 % de la velocidad crítica.

Del análisis anterior se deduce que, los elementos de molienda deberán tener con respecto al molino un movimiento muy especial, que les permita tener una posición tal que durante su caída y rodamiento puedan realizar satisfactoriamente su trabajo; y a la velocidad necesaria para cumplir tal condición, se le llama Velocidad de trabajo ( $V_t$ ).

Por otra parte, consideremos el caso o puesto recurriendo un tanto al absurdo, en el que la velocidad del molino es igual a cero, no habien

do así movimiento alguno de los miembros de trabajo y en consecuencia ningún grado de molienda.

Finalmente los cálculos que se muestran a continuación permiten llegar a determinar la fórmula de la velocidad crítica de los molinos deducir de ésta la velocidad de trabajo y demás fórmulas para las --- otras constantes.

3.2 b Cálculo de la velocidad crítica ( $V_c$ ).

La velocidad a la cual las bolas superiores pierden el contacto -- con la pared del molino depende del equilibrio entre las fuerzas centrífuga y de gravedad; esto se ilustra en la figura (1) que se muestra a continuación:

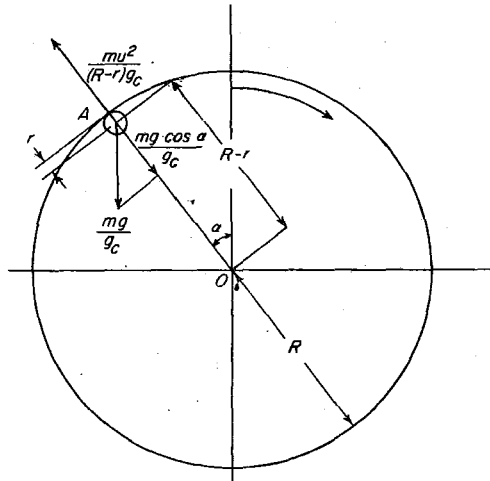


Fig. (1) Fuerzas que actúan sobre una bola en un molino de bolas.

Considérese la bola en el punto "A" sobre la periferia del molino y sean los radios del molino y de la bola "R Y r", respectivamente; quedando en tonces el centro de la bola, a (R-r)m del eje del molino.

Como se podrá observar en la figura, actúan dos fuerzas sobre la - bola, la fuerza de gravedad ( $F_g$ ) y la fuerza centrífuga ( $F_c$ ), cuyas ecu ciones son:

$$F_g = \frac{m \cdot g}{g_c} \quad (1)$$

$$F_c = \frac{m u^2}{(R-r) g_c} \quad (2)$$

En donde:

m = masa de la bola

U = Velocidad periférica de la bola

$g_c$  = Factor de conversión de la ley de Newton

La componente centrípeta de la ( $F_g$ ) está dada por la ecuación:

$$F'_{gc} = \left( \frac{m \cdot g}{g_c} \right) \cos \alpha$$

En donde:

$\alpha$  = Angulo formado por AO con respecto a la vertical

Lógicamente, mientras la fuerza centrífuga sea mayor que la -- centrípeta, la partícula no perderá el contacto con la pared. Sin embargo conforme el ángulo  $\alpha$  disminuye, la fuerza centrípeta aumenta pudiéndose alcanzar un punto en el que las fuerzas opuestas son iguales y la partícula puede caer:

$$F_{gc} = F_c$$
$$\left( \frac{m g}{g_c} \right) \cos \alpha = \frac{m u^2}{(R-r) g_c}$$

$$\cos \alpha = \frac{v^2}{(R-r)g} \quad (4)$$

Relacionando (U) con la velocidad de rotación o frecuencia del molino (n) queda:

$$\text{Si: } U = 2\pi (R-r) \frac{1}{T}$$

$$\text{Pero: } n = \frac{1}{T}$$

$$\therefore U = 2\pi n (R-r) \quad (5)$$

Sustituyendo en la Ec. (4) se obtiene:

$$\cos \alpha = \frac{4\pi^2 n^2 (R-r)^2}{(R-r)g}$$

$$\therefore \cos \alpha = \frac{4\pi^2 n^2 (R-r)}{g} \quad (6)$$

Para la ( $V_c$ ),  $\alpha = 0$  y  $\cos \alpha = 1$  y n se convierte en la velocidad crítica de giro  $n_c$  o  $V_c$  :

$$N^2 = \frac{g}{4(R-r)}$$

$$\therefore n_c = \frac{1}{2} \frac{g}{R-r} \quad (7)$$

En donde,  $n_c$  o  $V_c$  está dada en  $\frac{\text{Rev}}{\text{Seg}}$ .

$$\text{Pero: } g = 9.81 \frac{\text{m}}{\text{Seg}^2} \times \frac{(60)^2}{\text{min}^2}$$

De modo que sustituyendo y simplificando, se obtiene:

$$n_c = v_c = 29.9 \sqrt{\frac{1}{R - r}} \quad (8)$$

En donde  $v_c$  es la velocidad crítica de giro del molino en  $\frac{\text{Rev}}{\text{Min}}$

### 3.2 c Determinación de la velocidad de trabajo ( $V_t$ ).

Del análisis anterior y de acuerdo con la Fig. (1), se deduce - que la velocidad de operación o trabajo ( $V_t$ ) corresponde a un ángulo =  $135^\circ$  con respecto a la horizontal ( $180^\circ$ ), por lo que tenemos:

$$V_t = \frac{135^\circ}{180^\circ} = 0.75$$

Esto es,

$V_t = 0.75 V_c$
------------------

Esta fórmula para la velocidad de trabajo, resulta bastante simple -- si se considera que para lograr un rendimiento máximo en molienda, es necesario (Según las leyes de la física que ya hemos examinado en la sección - pasada), que la velocidad a la que se opere el molino sea menor que la --- ( $V_c$ ).

Además, desde el punto de vista teórico, se sabe que la  $V_c$  sólo puede alcanzarse siempre y <sup>cuando</sup> cuando =  $0^\circ$  con respecto a la vertical y =  $90^\circ$  en relación a la horizontal; de éste modo, deberá tener un valor intermedio con respecto a los límites señalados, ésto es, =  $135^\circ$  en relación a la horizontal y =  $45^\circ$  con respecto a la vertical.

Finalmente, conforme a las necesidades de trabajo e índole del mismo, la velocidad de operación ( $V_t$ ) se toma entre 70 y 80 % de la velocidad crítica ( $V_c$ ), como se ha expresado ya con anterioridad.

### 3.3 Carga de bolas o elementos trituradores.

#### 3.3 a Consideraciones preliminares.

La carga de bolas en un molino debe ser tal que cuando se detiene éste, las bolas ocupen algo más de la mitad del volumen de dicho molino, pudiendo seguir un recorrido cíclico durante la -- operación del mismo. Como se podrá observar en la figura (1), las bolas son arrastradas en el interior del molino casi hasta la cima, en donde pierden el contacto con la pared y caén al fondo para volver a comenzar el ciclo:

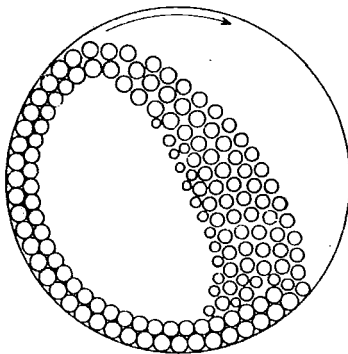


Fig. (1) Operación de un molino de bolas.



De lo anterior se deduce que, la carga de bolas en los molinos debe ser un factor constante ocupando un volumen proporcional a ellos. - No importando el diámetro de descarga del molino, generalmente se considera como carga apropiada la que ocupe el volumen correspondiente a  $1/3$  del  $\emptyset$  trabajo del molino.

En el siguiente inciso se muestran los cálculos necesarios, para determinar el volumen que deberá ser ocupado por la carga de bolas, antes de ser operado, y expresado éste en porcentaje.

3.3. b Determinación del volumen y peso de la carga de bolas.

Con objeto de facilitar los cálculos, considérese el siguiente círculo y simbología correspondiente, como el resultado de un corte perpendicular de la carcasa esférica de un molino de bolas o guijarros típicos:

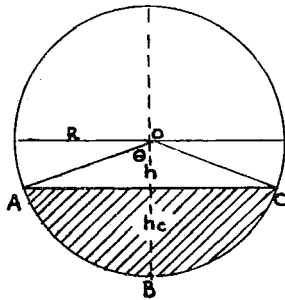


Fig. (2) Vista del corte perpendicular de la carcasa esférica de un molino de bolas.

En donde:

1)  $R$  = Radio del molino

2)  $ABCA$  = Área sombreada, correspondiente al volumen ocupado por la carga.

3)  $h_c$  = Altura de la carga, correspondiente a  $1/3$  del  $\phi$  de trabajo del molino

4)  $h$  = Altura del triángulo OAC y equivalente a  $1/6$  del  $\phi$  de trabajo del molino.

$$\text{Si: } h_c = 1/3 \phi$$

$$h = 1/6 \phi$$

$$(1) \text{ ABCA} = (\text{OABC}) - (\text{OACO})$$

$$\text{Cos } \theta = \frac{h}{R} = \frac{\phi/6}{\phi/2} = \frac{2\phi}{6\phi}$$

$$(2) \therefore \text{Cos } \theta = 0.333$$

$$\text{Siendo: } \theta = 70^\circ 31'$$

El ángulo central de la circunferencia estará dado por  $2\theta$ :

$$(3) 2\theta = 141^\circ 02'$$

$$\text{Tan } \theta = \frac{n}{h}$$

$$\therefore n = h \cdot \text{Tan } \theta$$

$$(4) \therefore \text{OACO} = n \cdot h = h^2 \cdot \text{Tan } \theta$$

$$\frac{\text{OABCO}}{1/4 \pi D^2} = \frac{2\theta}{360}$$

$$(5) \therefore \text{OABCO} = \frac{0.7854 D^2}{360} \times 2\theta$$

Luego entonces, el área sombreada viene dada por:

$$(6) \text{ ABCA} = \frac{0.7854 D^2}{360} \times 2\theta - h^2 \cdot \text{Tan } \theta$$

Asignando valores estándar y sustituyendo en la Ec. (6) nos queda:

Si:

$$D = \phi = 2 \text{ m}$$

$$R = 1 \text{ m}$$

$$h = 1/6 \phi = 2/6 = 0.333 \text{ m}$$

$$\therefore ABCA = \frac{0.7854 \times 4 \times 141.02}{360} -$$

$$- (0.1109 \times 2.8265) = 0.008727 \times 141.02 - 0.31346 = 0.91731$$

$$\therefore \boxed{ABCA = 0.91731} \quad \text{m}^2$$

$$\text{Si: Area total} = \pi R^2 = 3.1416 (1)^2$$

$$\therefore A_T = 3.1416 \text{ m}^2$$

De modo que, el volumen correspondiente al área sombreada ABCA y expresada en porcentaje, viene dado por:

$$\% V = \frac{ABCA}{A_T} \times 100 = \frac{0.91731}{3.1416} \times 100$$

$$\boxed{\% V = 29.20}$$

(Teórico, sin considerar espacios o huecos)

En consecuencia, para determinar el volumen real ocupado por la carga de bolas, tendrá que ser afectado el volumen anterior de un 30% del mismo - que prácticamente corresponde al volumen de espacios o huecos:

$$V_{CB} = ( 29.20 \times 0.7 ) V_M$$

$$V_{CB} = 0.2044 V_M$$

En donde:

- 1)  $V_{CB}$  = Volumen real ocupado por carga de bolas, en  $m^3$
- 2)  $V_M$  = Volumen de molino en  $M^3$

Para determinar el peso de la carga de bolas, es necesario multiplicar el volumen resultante ( $V_{CB}$ ) por el peso específico de los materiales - de los elementos de trabajo:

$$P_{CB} = 0.2044 V_M \cdot \delta$$

En donde:

- 1)  $P_{CB}$  = Peso carga de bolas en ton
- 2)  $\delta$  = Peso específico

Siendo:  $\delta_1 = 7.60$  para acero  
 $\delta_2 = 7.85$  para hierro  
 $\delta_3 = 2.72$  para guijarros.

### 3.4 Consumo de energía en molienda.

Desde el punto de vista metalúrgico, se puede considerar que el consumo de energía es directamente proporcional a la -- nueva superficie producida (Ley de Rittinger 1867, sección 2.4); -- sin embargo, dentro del aspecto puramente mecánico, encontramos -- que la energía necesaria para mover un molino es proporcional a su peso y velocidad de trabajo ( $V_T$ ).

Posteriormente, las investigaciones de Gow a partir de los principios fundamentales expuestos por Rittinger, lo llevaron a la conclusión de que el consumo efectivo de energía en un molino, -- es proporcional al cubo del radio del molino e inversamente proporcional a la raíz cuadrada del mismo, esto es:

$$W \propto \frac{R^3}{\sqrt{R}}$$

O bien,  $W \propto (R)^{5/2}$

En donde:

- 1) W = Consumo de energía
- 2) R = Radio del molino

Los investigadores Faherenwal y Lee, partiendo de la -- base establecida por Gow y después de gran cantidad de pruebas de -- molienda, tomando como patrón de trabajo un molino de laboratorio -- perfectamente controlado, cuyo diámetro (d) es 2 ft y con una longi -- tud (l) de 2 ft, lograron relacionar el consumo de energía de dicho -- molino, con uno de tipo industrial de dimensiones 4 ft x 6 ft, lle -- gando a la siguiente relación:

$$\frac{KW_1}{KW_2} = \frac{2.6}{D \times L} \cdot \frac{2.6}{d \times l} \quad (1)$$

En donde:

- (1) KW<sub>1</sub> = Demanda de energía en el molino industrial.
- (2) D = Diámetro de trabajo de dicho molino.
- (3) L = Longitud del molino.
- (4) KW<sub>2</sub>, d y l, corresponden al molino de laboratorio.

Si la demanda de energía es proporcional a la nueva superficie producida (Según Rittinger), esto es:

$$\frac{KW_1}{N.S._1} = \frac{k W_2}{n.s._2} \quad (2)$$

Y a su vez, la nueva superficie producida es proporcional a la capacidad de molienda (C<sub>M</sub>) expresada en Ton/día, puede sustituirse la demanda de energía (KW) por la capacidad en la Ec. (1), con objeto de poder dimensionar el molino y determinar la potencia requerida para su operación:

$$\frac{C_{M1}}{C_{M2}} = \frac{2.6}{D \times L} \cdot \frac{2.6}{d \times l} \quad (3)$$

Esta ecuación proporciona el tamaño del molino en cuanto a su Diámetro (D) y longitud (L), con cuyos datos se obtiene a su vez el motor requerida para su operación. Después de algunos miles de pruebas de molienda, logró comprobarse que la ecuación (3) se cumple industrialmente, sólo bajo las siguientes condiciones:

Molino.....Alimentación  
 Laboratorio.....a - 10 mallas  
 Industrial.....a - 1/2 In.

De lo anterior se deduce que, la determinación de la molienda por vía experimental en el laboratorio, permite seleccionar el molino industrial más adecuado y precisar al mismo tiempo la potencia requerida (H.P.) para su operación.

Así encontramos que, el U.S. Bureau of Mines estandarizó para este tipo de estudios en el Laboratorio, un molino de bolas de 8 " de diámetro por 7 1/2" de longitud, operado a una velocidad de 71 Rev/min y  $P_{CB}$  8.6 Kg 2. Para el mismo objeto, la Denver Equipment Co. estandarizó un molino de barras de 7 1/2" de diámetro por 15" de longitud, con una carga de barras de 14.6 Kg. y a una  $V_T = 42$  Rev/min, obteniendo los siguientes valores para el producto  $\frac{2.6}{(d \times l)}$ , después de convertir las dimensiones de pulgadas a pies.

Molino	Dimensiones	$\frac{2.6}{(d \times l)}$
U.S. Bureau of Mines	8" x 7 1/2"	0.2178
Denver Equipment Co.	7 1/2" x 15"	0.3684

Por otra parte, se determina en el laboratorio el tiempo de molienda necesario para moler 1000 g de mineral desde 10 hasta 65 mallas y en dilución 1 : 1 (Vía húmeda). A la fracción-10 + 65 mallas de la alimentación (F) se le determina su peso y se expresa en porcentaje, pudiendo obtener entonces el tiempo efectivo de trabajo mediante la proporción siguiente:



$$\frac{T_M}{\% P} = \frac{T_e}{100}$$

(4)

En donde:

- 1) T = Tiempo de molienda en Min.
- 2) % P = Peso en porciento del producto -10+65 mallas.
- 3) T<sub>e</sub> = Tiempo efectivo de trabajo

3.5 Principales tipos de molinos. Descripción, funcionamiento y limitaciones.

Clasificación.-Actualmente existe una gran variedad de máquinas, que resultan útiles para la operación de molienda; sin embargo, se puede considerar que los principales tipos de molinos comerciales son:

- 1.- Molinos de martillos e impactores.
- 2.- Máquinas de rodamiento y compresión.
- 3.- Molinos de fro tamiento o cizalladura.
- 4.- Molinos giratorios.

Nótese que solo se ha subrayado la clase cuatro (Molinos giratorios), con el objeto de señalar que se trata de los aparatos más modernos para la reducción fina de sólidos o molienda, quedando comprendidos dentro de ésta clase los molinos de bolas, barras y de guijarras, cuya aplicación predomina sobre la de los demás tipos de molinos. En secciones anteriores se indicó, que la operación de molienda generalmente se lleva a cabo en dos etapas: primaria y secundaria; la primera de ellas normalmente se realiza en molinos de barras, reduciendo el producto obtenido en la trituración secundaria hasta un valor comprendido entre 0.5 y 0.1 cm; en tanto que la fase secundaria normalmente se efectúa en los molinos de bolas, en los que prácticamente las partículas pueden alcanzar cualesquier tamaño, siempre y cuando se hallen dentro de límites económicos.

- 1.- Molinos de martillos e impactores.

Descripción.-Todos éstos molinos tienen un rotor de alta velocidad que

gira en el interior de una carcasa cilíndrica, la que a su vez es -  
atravesada de un extremo a otro por un eje horizontal. En un moli-  
no de martillos, la alimentación se introduce por la parte superior  
de la carcasa, se rompe y sale por una abertura en el fondo; puede  
considerarse que en este tipo de molino, se ha sustituido el rodillo  
por brazos que parten del eje horizontal y que son portadores de ma-  
rtillos, los que aunque están pivotados, pueden ceder cuando hay car-  
ga excesiva o en caso de entrar trozos de hierro u otro material te-  
naz al molino. Así encontramos que, las partículas son fracturadas  
por grupos de martillos móviles conectados a un disco giratorio, que  
a su vez se halla montado sobre el eje; con frecuencia se montan va-  
rios discos giratorios sobre el mismo eje, teniendo un  $\phi$  de 15 a 45  
cm. Cada disco lleva montados de cuatro a ocho martillos móviles, -  
que pueden ser barras de metal con extremos planos, alargados o agu-  
dos y con borde cortante. En la Fig. (a) que se muestra a continua-  
ción, se ilustra un Molino de martillos típico durante su funciona-  
miento:

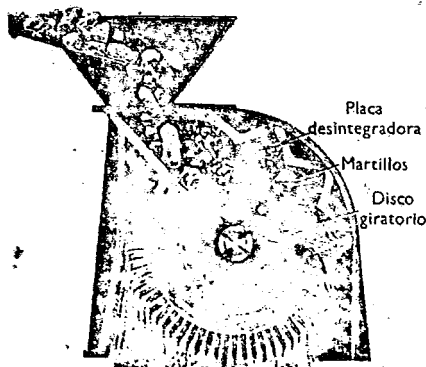


Fig. (a) Sección transversal de un molino de martillos, en funciona-  
miento.

Por otra parte un molino impactor se asemeja considerablemente a uno de martillos, con la diferencia fundamental de que el primero carece de tamiz<sub>o</sub> enrejado; además, en este tipo de molino la desintegración mecánica de las partículas se produce únicamente por impacto, de don<sub>de</sub> procede su nombre técnico, y sin presentarse durante su funcionamiento, la fricción o cizalladura que es característica de los molinos de martillos. En la Fig. (2) que se muestra a continuación, se ilustran los componentes y partes móviles de un molino impactor, du<sub>ran</sub>te su funcionamiento:

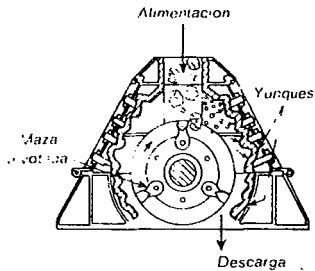


Fig. (b) Molino Impactor.

Mecanismo de su funcionamiento.-El material alimentador se deja caer en la cámara de rotor, y antes de que pueda pasar entre los martillos a la sección del disco y del eje, es golpeado por un martillo y lanzado contra una plancha rompedora estacionaria dentro de la carcasa, -- donde se rompe en fragmentos todavía más pequeños; en este paso, la acción es rápida y puede considerarse de impacto fundamentalmente. Los fragmentos obtenidos en el paso anterior, caén por el espacio que hay entre el disco y la plancha rompedora, siendo arrastrados por los martillos hasta alcanzar por acción de éstos, un tamaño tal que puede pasar por entre las barras de una reja o tamiz que cubre la abertura de descarga. El hecho de que el material pase por diferentes espacios depende de la anchura entre las barras, así como de la dirección y velocidad con que son lanzados los fragmentos, de tal forma que en -- operación normal, las partículas cuyo tamaño se aproxima al espacio -- existente entre dos barras del tamiz, son golpeadas dentro del molino hasta quedar reducidas a un tamaño considerablemente menor que el espaciado.

Los molinos de martillos dan un producto con tamaño de partícula entre 2.5 cm. y 0.1 cm aproximadamente; pudiendo alcanzar los extremos de los martillos una velocidad periférica de  $7000\text{m}/\text{min}$ .

Ventajas y limitaciones.-Con objeto de comparar las limitaciones existentes en cada tipo de molino, se anotan a continuación en forma separada tanto para los molinos de martillos como para los impactores.

Ventajas (Molinos de martillos):

1.- Reducen de 0.1 a 25  $\text{Tm}/\text{hr}$  de mineral hasta tamaños inferiores a -

-200 mallas. Por lo que pueden usarse indistintamente tanto en molienda primaria como secundaria.

2.- Los molinos de martillos muelen casi todo: sólidos fibrosos duros, virutas de acero, arcilla plástica y rocas duras.

3.- El rotor de alta velocidad puede girar en ambas direcciones para prolongar la vida de los martillos.

#### Limitaciones:

1.- Para molienda secundaria están limitados a los materiales más blandos.

2.- La capacidad y potencia necesaria varía mucho con la naturaleza de la alimentación y no se puede estimar con seguridad a partir de consideraciones teóricas.

#### Ventajas (Molinos impactores):

1.- Su capacidad de molienda es bastante grande, pudiendo reducir hasta  $600 \text{ Tm/hr}$  de rocas y minerales.

2.- Dan partículas más equidimensionales, esto es, cúbicas en comparación con las obtenidas en una trituradora de mandíbulas o en una giratoria, cuya forma es laminar.

3.- El rotor de alta velocidad, al igual que en los molinos de martillos, puede girar en ambas direcciones.

#### Limitaciones (Molinos impactores):

1.- Sólo tienen gran aplicación en molienda primaria de rocas y

minerales, ya que su uso en la fase secundaria resulta antieconómico.

2.- La potencia necesaria de un molino impactor también depende del tipo de material alimentado y no se puede precisar con exactitud a partir de consideraciones teóricas.

2.- Máquinas de rodamiento y compresión.

Descripción.- En la transición de los viejos dispositivos de molienda a la generalizada aplicación de los molinos giratorios de bolas, barras y guijarros, aparecen diversas máquinas en las que el material se reduce de tamaño entre rodillos o bolas pesadas que ruedan sobre un anillo de trituración; de este modo, las partículas sólidas son aprisionadas y desintegradas entre un miembro giratorio (que en la mayor parte de los casos es, un rodillo) y la cara de un anillo o carcasa. Precisamente de este mecanismo procede su nombre genérico; siendo dos los principales tipos dentro de esta clase: -- Los molinos de rodillos y los de barras.

En un molino de rodillos y anillo de molienda, como el que se muestra a continuación en la Fig. (a), los rodillos son generalmente de forma cilíndrica y verticales; estos presionan con gran fuerza contra un yunque fijo o anillo de presión, por lo que puede considerarse que en este tipo de molinos la desintegración se produce principalmente por compresión, aunque también intervienen fuerzas de cizalladura. Estos rodillos, operan a velocidades moderadas con una trayectoria circular; en algunos molinos, en los cuales se mueven los rulos o el anillo, los rodillos giran sobre ejes estacionarios que pueden ser verticales u horizontales.



QUIMICA



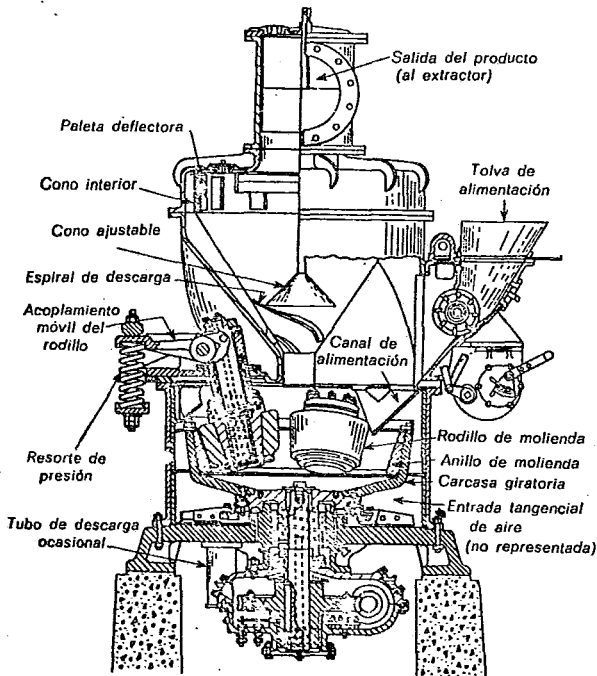


Fig. (a) Corte parcial y alzado seccional de un molino de rodillos y anillo, con clasificador.

Algunas variantes en el molino descrito en párrafos anteriores, dan por resultado, la creación del molino de rodillos de Raymond que consiste en dos rodillos suspendidos desde arriba equilibradamente, que giran en un anillo dentro de una cámara y a velocidad considerable, accionados desde el extremo superior del eje -

principal, que por lo general es vertical. Debajo del rodillo hay un ventilador que mantiene el material plenamente agitado y lo -- arroja dentro del espacio existente entre el rodillo y el anillo. En la Fig. (b) que se muestra a continuación, se ilustran los componentes de un molino de rodillos pendulares de Raymond:

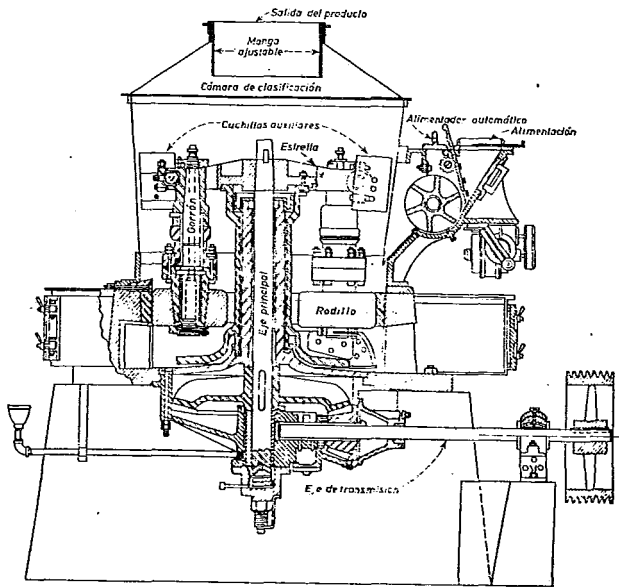


Fig. (b) Corte parcial de un molino de rodillos pen  
dulares Raymond, con clasificador.

Mecanismo de su funcionamiento.- En un molino de rodillos y anillo como el de la Fig. (a), los trozos del mineral se elevan desde el piso del molino hasta el interior de la cámara del anillo y los cilindros, mediante rastrillos, ya que en ella tiene lugar la reducción o molienda fundamentalmente por compresión; el producto obtenido se descarga del molino con el auxilio de una corriente de aire, llegando hasta un separador-clasificador, del cual las partículas de mayor tamaño se recirculan al molino, para una reducción posterior.

Por otra parte, en el molino de rodillos de Raymond se observa que al girar el eje principal el rodillo oscila hacia afuera bajo la acción de la fuerza centrífuga, ejerciendo presión sobre un anillo triturador estacionario, con lo que se produce un aplastamiento de partícula sobre partícula; una aleta rascadora, sujeta a la cubierta protectora del eje principal gira con éste y conduce al material hacia la zona de reducción.

Por lo general, este molino incluye un dispositivo de clasificación, gracias al cual el producto no puede abandonar la máquina hasta se lo suficientemente fino para atravesar un tamiz de malla determinada, según el tamaño deseado en el producto o ser elevado por una corriente de aire de velocidad constante para descargarlo; genralmente este tipo de molino es barrido por aire, aunque también puede recogerse el producto directamente.

Ventajas y limitaciones.- En términos generales, se puede considerar que las principales limitaciones de los molinos de rodillos en sus dos variedades, son:

### Ventajas :

1.- En este tipo de molinos, la capacidad de molienda ( $G_m$ ) es relativamente grande, pulverizando hasta 50 Tm/hr de material.

2.- Son de gran utilidad en molienda secundaria, sobre todo cuando disponen de un clasificador, ya que el producto en éste caso logra reducirse hasta un tamaño de -200 mallas y en un 99%.

### Limitaciones

1.- Sólomente se emplean en la molienda de minerales no metálicos, por así decirlo, y relativamente blandos como la caliza y el carbón.

2.- El molino es antieconómico y ruidoso cuando no se dispone de suficientemente cantidad de material para ser molido entre el rodillo y el anillo.

3.- En el molino de rodillos y anillo de la Fig. (a) hay demasiado contacto entre el rodillo y el anillo, lo que ocasiona una diferencia de velocidad en la longitud de ésta línea de contacto; hecho que no ocurre en el molino de Raymond.

### 3.- Molinos de atrición o frotamiento.

Descripción.- Estos molinos constan de discos circulares giratorios de caras planas estriadas, entre las cuales se frotran las partículas del sólido alimentador. Las caras de los discos están abiertas en el centro para la introducción del material, cayendo éste entre las placas, que están más separadas en ese punto y tienen

nervios o surcos algo más grandes; el espacio entre los discos disminuye hacia el exterior desde este punto de la alimentación y los surcos también disminuyen en tamaño. El eje de los discos generalmente es horizontal, aunque también puede ser, vertical; pueden girar ambos discos (en máquina de doble rotor) o permanecer uno de ellos fijo (en molino de un solo rotor).

Los molinos sencillos o de un sólo rotor, tienen discos de piedra esmeril para reducir sólidos blandos como arcilla y talco, o discos metálicos generalmente de fundición para sólidos como madera, almidón, polvos insecticidas, etc., que son relativamente más duros; para materiales corrosivos se requieren discos de acero inoxidable.

Los discos de este tipo de molino, tienen un  $\phi$  que varía entre 0.25 y 1.50 m y giran a una velocidad que va de 350-700 Rev/Min. En la Fig. (a) que se muestra a continuación, se ilustran los componentes de un molino de atrición de un solo rotor:

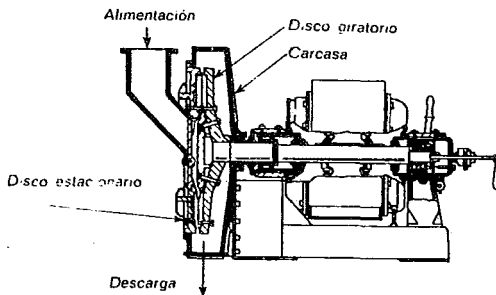


Fig. (a) Molino de frotamiento, de un solo rotor.

Por otra parte, en una máquina de doble rotor ambos - discos giran a alta velocidad y en direcciones opuestas, alcanzando una velocidad de rotación que oscila entre 1200 y 7000 Rev/Min. En la Fig. (b) que se indica a continuación, se ilustran los principales componentes de un molino con doble rotor:

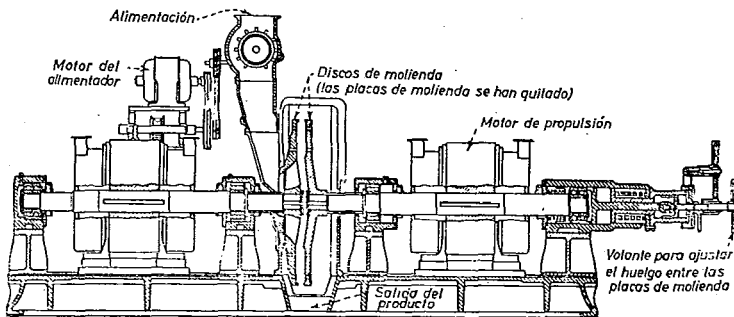


Fig. (b) Molino de atrición con dos discos giratorios.

Mecanismo de su funcionamiento.- La alimentación entra por una abertura en el eje de uno de los discos, es captado por los nervios que separan los surcos y es arrojado hacia fuera en un surco, y -- conforme la acción de morder, avanza, las partículas son cortadas en pequeños pedazos, los cuales siguen avanzando hasta que son descargados en la periferia de una carcasa estacionaria. La amplitud del espacio entre los discos puede regularse dentro de ciertos límites y por lo menos uno de ellos está montado sobre resortes, para que los discos puedan separarse cuando se introduce material --

irromplible dentro del molino; frecuentemente se pasa aire a través de éste para descargar el producto y evitar atascamientos. -- Los discos pueden enfriarse con agua o salmuera refrigerada para eliminar el calor generado en la operación de molienda por cizalladura o frotamiento; enfriamiento que resulta indispensable en sólidos sensibles al calor, como el caucho, que de otra forma se destruirían. Finalmente señalaremos que, debe triturarse previamente la alimentación hasta un tamaño máximo de 1 cm Aprox. e introducirse a una velocidad uniforme y bien controlada.

Ventajas y limitaciones.- Los molinos de atrición, - presentan las siguientes ventajas y limitaciones sobre los demás tipos de molinos descritos con anterioridad:

#### Ventajas

1.- Estos molinos, con diferentes diseños de estrías rugosidades o dientes en los discos, realizan una gran variedad de operaciones que incluyen molienda, desintegración, granulación y trituración, e incluso, algunas operaciones no relacionadas con la reducción de tamaño, tales como mezclado y dispersión.

2.- Tratan de 0.5 a 8 Tm/hr, dando productos que pasan por un tamiz de 200 mallas, por lo que resultan muy útiles en molienda secundaria.

#### Limitaciones

1.- Estos molinos, sólo trabajan en forma satisfactoria con sólidos blandos o relativamente blandos.

2.- La energía necesaria para la operación de molienda, depende mucho de la naturaleza de la alimentación y del grado de reducción deseado. Por lo que no puede calcularse mediante sim

ples consideraciones teóricas.

3.-La energía y potencia necesarias para su operación son mucho mayores que en los molinos y trituradoras ya descritos; quedando los valores comprendidos entre 10 y 100 H. P. - Hr/Ton de producto.



#### 4.- Molinos giratorios.

Descripción.- Estos molinos constan de una cámara cilíndrica, que gira alrededor de un eje horizontal y que se encuentra llena hasta la mitad de su volumen con elementos sólidos de molienda, que giran, frotan, caen unos sobre otros y sobre la carga, al girar lentamente el cilindro sobre su eje. La cámara o carcasa cilíndrica generalmente es de acero, cubierta a su vez con una placa de porcelana, sílice, caucho; también de acero con alto contenido de carbono; aunque también hay un tipo especial de carcasa cónica en vez de cilíndrica y otro tipo de molino que vibra en vez de girar.

En cuanto a los elementos de molienda o trabajo, pueden clasificarse estos molinos en tres grupos fundamentales:

Molinos de barras, en los cuales, los miembros de trabajo generalmente son barras de acero; molinos de bolas, cuyos elementos de trabajo pueden ser trozos de cadena o bolas metálicas goma o madera; molinos de guijarros, que pueden ser de pedernal o porcelana, o bien, esferas de circonio. En todos los molinos giratorios, los elementos de molienda se elevan unidos a la carcasa hasta alcanzar casi su altura máxima, cayendo sobre las partículas que están por debajo y en cuya elevación se gasta una cierta cantidad de energía, misma que después se emplea en la reducción de tamaño de las partículas.

En los molinos de barras, la carga en el cilindro es un haz de barras, ordinariamente de acero, que ruedan unas sobre otras; de modo que, la reducción se logra en ellos en gran parte, por compresión de las barras y por frotamiento o cizalladura, a --

medida que las barras resbalan hacia abajo y giran unas sobre otras. Estas barras tienen un  $\phi$  que se oscila entre 2 y 12 cm, -- pero, existiendo siempre diversos tamaños en un molino determinado; tienen una longitud mayor que el diámetro del molino, por lo que, se disponen paralelamente a su eje.

El impacto de las barras al caer, lo reciben principalmente las partículas grandes, produciendo preferentemente la reducción de las piezas mayores, y con ello, un producto de tamaño bastante uniforme; y a veces se evita que se salgan empleando extremos cónicos en la carcasa. Los molinos de barras son especialmente útiles en molienda primaria, ya que sólo reducen una alimentación de 2 cm hasta - 10 mallas aproximadamente, preparando así el producto obtenido en la trituración secundaria para su reducción final en un molino de bolas. La Fig. (a) que se muestra a continuación, representa el interior de un molino de barras típico:



Fig. (a) Aspecto interno de un molino de barras.

Puede apreciarse la existencia de barras en diversos grados de desgaste, por sus diferentes diámetros. Estos molinos dan de 5 a 200 Tm/hr con producto de tamaño aproximado de - 10 mallas y el suministro total de energía para un molino típico que trabaja con materiales duros es de unos 5 CV-Hr/Tm de producto.

Los molinos de barras, son de funcionamiento más costoso que los de bolas, pero su aplicación es conveniente cuando el producto debe contener pequeña proporción de finos.

Una de sus principales limitaciones radica en el hecho de que, cuando las barras han sufrido mucho desgaste deben -- sustituirse antes de que se doblen o rompan; ya que si llegan a ser más cortas que el diámetro interior del molino, pueden quedar trabadas contra el revestimiento interno y perturbar el trabajo.

Los molinos de bolas o guijarros, consisten en cámaras giratorias de acero, de forma cilíndrica o tronco-cónica, llenas hasta su mitad con bolas de hierro o acero y, en algunos ca - sos con guijarros de pedernal o porc lana.

La molienda se efectúa en su mayor parte por los im - pactos, que producen las bolas o guijarros al caer casi desde la altura máxima a que son levantadas, por la rotación de la cámara - o carcasa; pudiendo tener ésta última 3 m de  $\varnothing$  y 5 m de Long. en molinos grandes, y con bolas de un (d) que oscila entre 2 y 12 cm los guijarros, en cambio, tienen un diámetro que varía entre - - - 5 y 18 cm.

Los revestimientos de los molinos de bolas son reem - plazables y suelen construirse con aceros especiales.

También se utilizan para tales revestimientos mate

riales como caucho, fundiciones de hierro, cerámica, etc.; el des  
gaste sufrido por el revestimiento varía por lo general de 0.05 a  
0.22 Kg/Ton de producto molido y el desgaste de las bolas varía -  
entre 0.5 y 1.5 Kg/Ton; éste desgaste de los elementos de molien-  
da, generalmente se compensa introduciendo por lo menos, una o -  
más bolas nuevas por día.

Los molinos de bolas o guijarros, se presentan a su-  
vez en dos grandes tipos:

Uno de ellos, está constituido por los molinos tubulares, que constan de una larga carcasa cilíndrica en la que se muele el material durante un tiempo de dos a cinco veces mayor, que el molino de bolas más corto; la longitud de la carcasa es, por lo general, de 6 a 7 m teniéndose una relación más grande de longitud al diámetro, con lo que se logra un grado de molienda más fino. -- Son aparatos de trabajo continuo, ya que la alimentación llega por un extremo y la descarga se efectúa por el extremo opuesto por la periferia, habiendo así menos probabilidad de sobretamaños en el producto, con este curso de material.

Estos molinos, emplean como elementos de molienda bolas pequeñas o trozos de acero, guijarros de pedernal o porcelana, principalmente; logran reducir el material alimentador hasta polvos muy finos en una sola etapa, por lo que resultan excelentes en la molienda secundaria o final, siempre y cuando no importe mucho la cantidad de energía consumida, ya que requieren de una potencia algo mayor que los molinos de barras o de bolas; de hecho, sólo en aquellos casos en los que el hierro, como impureza, resulta intolerable en el producto obtenido, se emplea el molino tubular en vez del molino de bolas típico.

Por otra parte, la carcasa cilíndrica puede dividirse en compartimientos mediante particiones transversales ranuradas, - con objeto de retener las bolas de mayor tamaño en el extremo de alimentación, mientras se deja pasar el material parcialmente molido a la sección siguiente, que contiene bolas más pequeñas y donde por consiguiente, tiene lugar un grado de molienda más fino; obviamente, para ello es necesario que cada uno de los sucesivos compar

timientos tenga un diámetro menor que el anterior, llevando así cargas de bolas de tamaños decrecientes, para producir un grado de molienda cada vez más fino; los compartimientos sucesivos, en número de dos a cuatro, están separados entre sí por rejillas, y a éste hecho, deben su nombre técnico de molinos de bolas compartimentados.

La separación de los medios de molienda ayuda considerablemente a evitar el trabajo inútil, ya que las bolas grandes y pesadas rompen únicamente las partículas grandes, sin la interferencia de las finas y a su vez, las bolas pequeñas y ligeras caen sólo sobre las partículas pequeñas y no sobre trozos grandes que no pueden romper.

Actualmente, se considera que el molino de bolas compartimentado de más aplicación en la industria, es el que se representa en la Fig. (b) que se muestra a continuación:

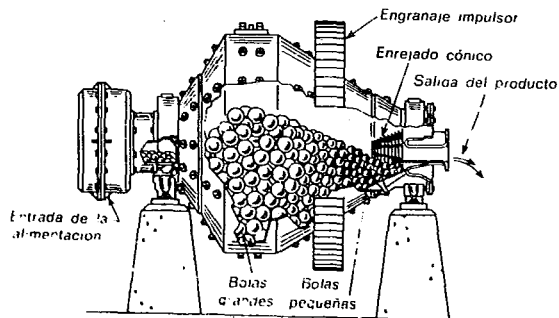


Fig. (b) Molino de bolas cónico (compartimentado).



molinos giratorios.

En términos generales, los molinos de bolas producen de 1 a 50 Tm/hr de polvo, que en un 70 - 90% pasa por un tamiz de 200 mallas; y el suministro total de energía es de 20 CV - Hr/Tm - de producto, aproximadamente.

Mecanismo de su funcionamiento.- A diferencia de los molinos previamente estudiados, que requieren de alimentación continua, los molinos giratorios pueden ser continuos o intermitentes. Los molinos de operación intermitente tienen una abertura en un costado y una placa separable con su forro, que cierra la abertura durante su funcionamiento; en este tipo de máquina se coloca una determinada cantidad de sólido a través de la abertura en la carcasa. A continuación se cierra ésta y se hace girar el molino durante varias horas, luego se detiene y se descarga.

Los molinos continuos, en cambio, son alimentados y descargados por conducto de muñones huecos, entrando por un extremo y saliendo por el opuesto, o bien, a través de aberturas periféricas en la carcasa. En los molinos de bolas cilíndricos, el producto puede descargarse por simple rebose a través de uno de sus cojinetes o gorrón hueco, como se muestra en la Fig. (c) que se indica a continuación:





**Fig. (c) Molino de bolas con tolva de alimentación  
y gorrón hueco para la descarga.**

En estos molinos de cojinete hueco y rejilla, el pro-  
ducto es levantado por placas radiales o cucharones, en la parte  
externa de la rejilla o criba, como se indica en la Fig. (d) que--  
se muestra a continuación:

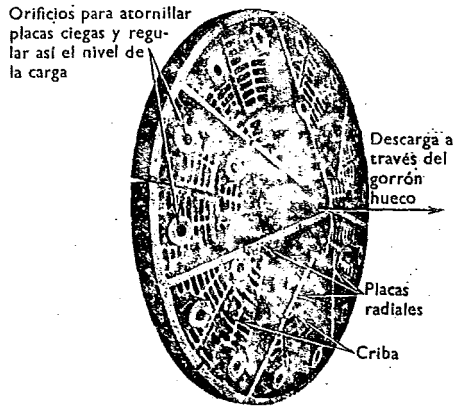


Fig. (d) Vista externa de la criba de salida mostrando las placas radiales, que sirven para elevar el producto y descargarlo por el gorrón hueco.

Durante la operación de los molinos giratorios, son arrastradas las bolas en el interior del molino casi hasta la cima en donde pierden el contacto con la pared y caen al fondo para volver a comenzar el ciclo; la fuerza centrífuga mantiene las bolas en contacto con la pared y consigo mismas durante el movimiento ascendente, y mientras están en contacto con la pared, efectúan apenas algún trabajo de molienda al girar y deslizarse unas sobre otras; pero el trabajo se realiza principalmente en la zona de im-

pacto, ya que en ésta las bolas caen libremente golpeando el fondo del molino. Cuanto más rápidamente gira el molino, más suben las bolas dentro de él y mayor es el gasto de energía; pero si las bolas son arrastradas, se dice que el molino está centrifugado y la velocidad a la que ocurre dicha centrifugación se conoce como Velocidad Crítica. Y se ha visto que, cuando un molino está centrifugando se obtiene poco o ningún efecto de molienda, por lo que es mejor operar el molino a un 75% de la velocidad crítica.

Si la velocidad de giro es fundamentalmente una función de diámetro tendremos una ( $V_c$ ) y la tabla que se da a continuación indica la relación entre ambos:

<u><math>V_c</math> en: Rev/Min</u>	<u><math>\phi</math> en: m</u>
24	3.05
27	2.43
31	1.83
38	1.22
54	0.61
75	0.31

También existe una relación típica, entre la velocidad de rotación y la potencia, comunicadas a un molino de bolas durante su funcionamiento, como se muestra en la Fig. (e) que se indica a continuación:

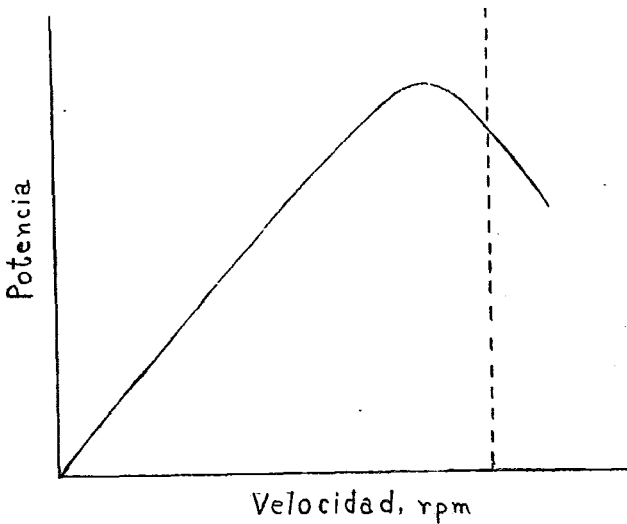


Fig. (e) Relación potencia-velocidad, en un molino de bolas.

En donde se observa que, propiamente hay una proporcionalidad directa entre velocidad y potencia, en tanto no se alcance el valor crítico de velocidad; ya que de ocurrir esto, la potencia disminuye notablemente con gran rapidez.

Ventajas y Limitaciones de los molinos giratorios.

Ventajas:

1.- Son insustituibles, para molienda intermedia y fina de materiales abrasivos.

2.- Pueden trabajar en forma continua o intermitente.

Los molinos de barras, dan un producto con pequeña proporción de tamaños superiores y un mínimo de finos.

Limitaciones

1.- A medida que el producto se hace más fino, disminuye la capacidad del molino y se incrementa el consumo de energía.

2.- Su rendimiento, sólo puede juzgarse por comparaciones semi-empíricas, ya que el análisis completo de las muchas variables que intervienen y que están relacionadas entre sí, es virtualmente imposible.

### 3.6 CALCULOS EN LA SELECCION DE EQUIPO.

#### ( A ) TEORIA DE FRED C. BOND E INDICE DE TRABAJO

##### PARA MOLIENDA.

Un método reciente para estimar la potencia ( P ) requerida para trituración y molienda, es el propuesto por el Ing. Fred C. Bond. Esta ley, ya expuesta por él y detallada en la sección 2.6 de ésta monografía, predice relativamente una menor cantidad de energía para las partículas menores del producto, que la Ley de Rittinger y es más real en estimaciones de la demanda y consumo de energía de las trituradoras y molinos industriales.

Se ha visto ya, en párrafos anteriores, que la fórmula base de la Teoría de Fred C. Bond se consigna en la siguiente ecuación:

$$W = \frac{10 W_i}{\sqrt{P}} - \frac{10 W_i}{\sqrt{F}} \quad ( 1 )$$

En donde (  $W_i$  ) es un índice de trabajo expresado en Kw - hr/Ton, que numéricamente hablado es la energía total requerido para reducir el mineral hasta un tamaño tal, que el 80% del producto pase por un tamiz de 100 u. Despejando (  $W_i$  ) de la ecuación se obtiene:

$$W_i = \frac{W}{\frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}}} \quad ( 2 )$$

La aplicación industrial de las ecuaciones anteriores, invariablemen-  
-te depende de algunas determinaciones experimentales de molienda, -  
las cuales arrojan el siguiente resultado empírico:

$$W = \frac{44.5 \times 1.1}{\left( P_i \right)^{0.23} \left( \frac{g}{\text{rev}} \right)^{0.82}} \quad (3)$$

Sustituyendo éste valor empírico para ( W ) en la Ec. ( 2 ) se obtiene

$$W_i = \frac{44.5 \times 1.1}{\left( P_i \right)^{0.23} \left( \frac{g}{\text{rev}} \right)^{0.82} \frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}}}$$

En donde:

- 1)  $W_i$  = Índice de trabajo para molienda en:  $\frac{Kw - hr}{TON}$
- 2)  $P_i$  = Abertura de la malla deseada en: u
- 3)  $\frac{g}{\text{rev}}$  = Gramos de mineral molido por revolución.
- 4) P = TAMAÑO en u, el cual se halla el 80% del mineral molido.
- 5) F = TAMAÑO en u, el cual se halla el 80% de la alimentación.

Este índice de trabajo (  $W_i$  ) incluye la fricción en la trituradora  
ó molino y la tabla que se da a continuación, comprende los índices  
de trabajo típicos para algunos minerales comunes; estos datps no -  
varían mucho para diversas máquinas del mismo tipo y se cumplen tan-  
to en molienda seca, como por vía húmeda.

<i>Material</i>	<i>Densidad relativa</i>	<i>Índice de trabajo <math>W_i</math></i>
Bauxita	2,20	8,78
Clinker de cemento	3,15	13,45
Mater. primas de cemento	2,67	10,51
Arcilla	2,51	6,30
Carbón	1,4	13,00
Coque	1,31	15,13
Granito	2,66	15,13
Grava	2,66	16,06
Mineral de yeso	2,69	6,73
Min. de hierro (hematites)	3,53	12,84
Piedra caliza	2,66	12,74
Mineral de fosfato	2,74	9,92
Cuarzo	2,65	13,57
Esquistos	2,63	15,87
Pizarra	2,57	14,30
Basalto	2,87	19,32

\* Para molienda en seco, se multiplica por 1/3.

\*\* Con permiso de Allis-Chalmers Co., Milwaukee, Wis.

Tabla: Índices de trabajo para algunos minerales comunes.

(B) Aplicaciones a la selección de equipo

Aplicación de la ley de Rittinger.- Esta ley, modificada por los investigadores Faherenwal y Lee, puede aplicarse con resultados satisfactorios en la selección de equipo para operaciones de molienda, como se ilustra en el problema siguiente:

Problema.- Se desea determinar el molino industrial -- más adecuado y sus constantes de trabajo, para moler 400 Ton/día -- de un mineral desde -1/2" hasta -65 mallas al 100%.

El estudio preliminar se hizo en el laboratorio, empleando un molino de bolas estándar de 8" x 7 1/2", operado a una velocidad de 71 Rev/Min y con una carga de bolas de 8.6 Kg.

Experimentalmente, se determinó un tiempo de molienda de 15 Min. para poder moler 1000 g del mismo mineral, desde -10 hasta -65 mallas y en dilución 1:1

Solución:

El análisis por tamizado muestra un peso, expresado en porcentaje, para el producto -10+65 mallas de 77.3%



1) CÁLCULO DEL TIEMPO EFECTIVO DE TRABAJO :

$$\text{SI : } \frac{T_m}{\% P} = \frac{T_e}{100}$$

$$\therefore \frac{15}{77.3} = \frac{T_e}{100}$$

$$T_e = \frac{1500}{77.3} = 19.41 \text{ MIN.}$$

$$T_e = 19.41 \text{ Min.}$$

2) Cálculo de la capacidad ( $C_M$ ) del molino de laboratorio :

$$\frac{1 \text{ Kg}}{19.41 \text{ Min.}} \times \frac{60 \text{ Min.}}{1 \text{ hr.}} \times \frac{24 \text{ hr}}{\text{Día}} \times \frac{1 \text{ Ton.}}{1000 \text{ Kg.}}$$

$$C_M = \frac{1440}{19410} = 0.07419 \text{ Ton/Día.}$$

$$C_M = 0.07419 \text{ Ton/Día.}$$

3) Cálculo de las dimensiones ( $D$ ) y ( $L$ ) del molino industrial :

$$\text{SI : } \frac{C_M}{c_m} = \frac{D \times L}{d \times l}$$

Según el U.S. BUREAU OF MINES, para un molino de bolas de 8" X 7 1/2" ,

el producto de  $\frac{2.6}{d \times l}$  vale :  $\frac{2.6}{d \times l} = 0.2178$

$$\frac{400}{0.07419} = \frac{2.6}{D \times L}$$

$$D \times L = \frac{400 \times 0.2178}{0.07419} = 1174.28$$

Para un diámetro de trabajo  $D = 8$  FT, se obtiene :

$$D \times L = 8 \times L = 220 \times L$$

$$L = \frac{1174.28}{220} = 5.34 \text{ FT.}$$

$$L = 5.34 \text{ FT.}$$

4) Molino calculado :

DIAMETRO ( D ) ----- 8 FT .

LONGITUD ( L ) ----- 6 Ft .

MOTOR ----- 225 H.P.

En el catálogo se ve que, para un molino de bolas industrial de 8' X 6'

Se requiere de un motor de una  $F = 225$  H.P., para una  $C_M = 400$  Ton./día

Con una demanda de energía:

$$D.E. = 22.5 \text{ H.P.} \times \frac{0.745 \text{ Kw}}{1 \text{ H.P.}}$$

$$D.E. = 167.63 \text{ Kw}$$

Consecuentemente se tendrá un consumo de energía (W):

$$W = \frac{167.63 \text{ Kw}}{16.66 \frac{\text{Ton}}{\text{hr}}} = 10.06$$

$$W = 10.06 \frac{\text{Kw} \cdot \text{hr}}{\text{Ton}}$$

(5) Determinación de constantes:

$$\text{Si: } V_c = 29.9 \sqrt{\frac{1}{R-r}}$$

$$R-r = D/2 = \frac{8}{2} = 4 \text{ ft} \times \frac{0.30 \text{ m}}{1 \text{ ft}}$$

$$V_c = 29.9 \sqrt{\frac{1}{1.20}} = 29.9 \times 0.9$$

$$V_c = 26.91 \text{ Rev/Min}$$

$$\text{Si: } V_t = 0.75 V_c$$

$$V_t = 0.75 \times 26.91 = 20.38$$

$$V_t = 20.38 \text{ Rev/Min}$$

Carga de bolas:

$$V_{c_b} = 0.2044 V_m$$

$$\text{Si: } V_m = \pi \left( \frac{D}{2} \right)^2 \cdot L = 3.1416 \times 16 \times 6$$

$$V_m = 301.59 \text{ ft}^3 \times \frac{\text{m}^3}{35.2 \text{ ft}^3} = 8.56 \text{ m}^3$$

$$V_{c_b} = 0.2044 \times 8.56 = 1.75 \text{ m}^3$$

$$V_{c_b} = 1.75 \text{ m}^3$$

$$\text{Si: } P_{c_b} = V_{c_b} \cdot \delta$$

$$\delta = 7.85 \text{ para bolas de hierro}$$

$$P_{c_b} = 1.75 \text{ m}^3 \times 7.85 = 13.737 \text{ Ton}$$

$$P_{c_b} = 13.737 \text{ Ton}$$

Aplicación de la teoría de Fred C. Bond.- Para la -- aplicación de ésta teoría, se ha establecido una técnica experi - mental que consiste en,efectuar la operación de molienda en pasos eliminando en cada uno de ellos el producto a la malla deseada y- sustituyendo su peso por carga nueva.

Con objeto de comparar los resultados obtenidos en - el problema anterior, (bajo los principios de la ley de Rittinger se hizo una determinación de molienda al mismo mineral y emplean- do el mismo molino de laboratorio, siguiendo ahora los principios expuestos por Bond, en su teoría.

Problema.- Se desea determinar el molino industrial- que se requiere para moler 400 Ton/día de mineral, desde -1/2" -- hasta -65 mallas al 10%. El estudio preliminar en el laboratorio, se llevó a cabo en un molino de bolas con una alimentación a -10- mallas y se molió 100% a -65 mallas, en una serie de pasos; el -- molino empleado fué de la U.S. Bureau of Mines de 8" x 7 1/2", -- con una carga de bolas de 8.6 Kg y operado a una velocidad de - - 71 Rev/Min. La operación de molienda se repitió 8 veces en un - - tiempo total de 21.7 Min y llegándose a establecer una carga cir- culante de 249%.

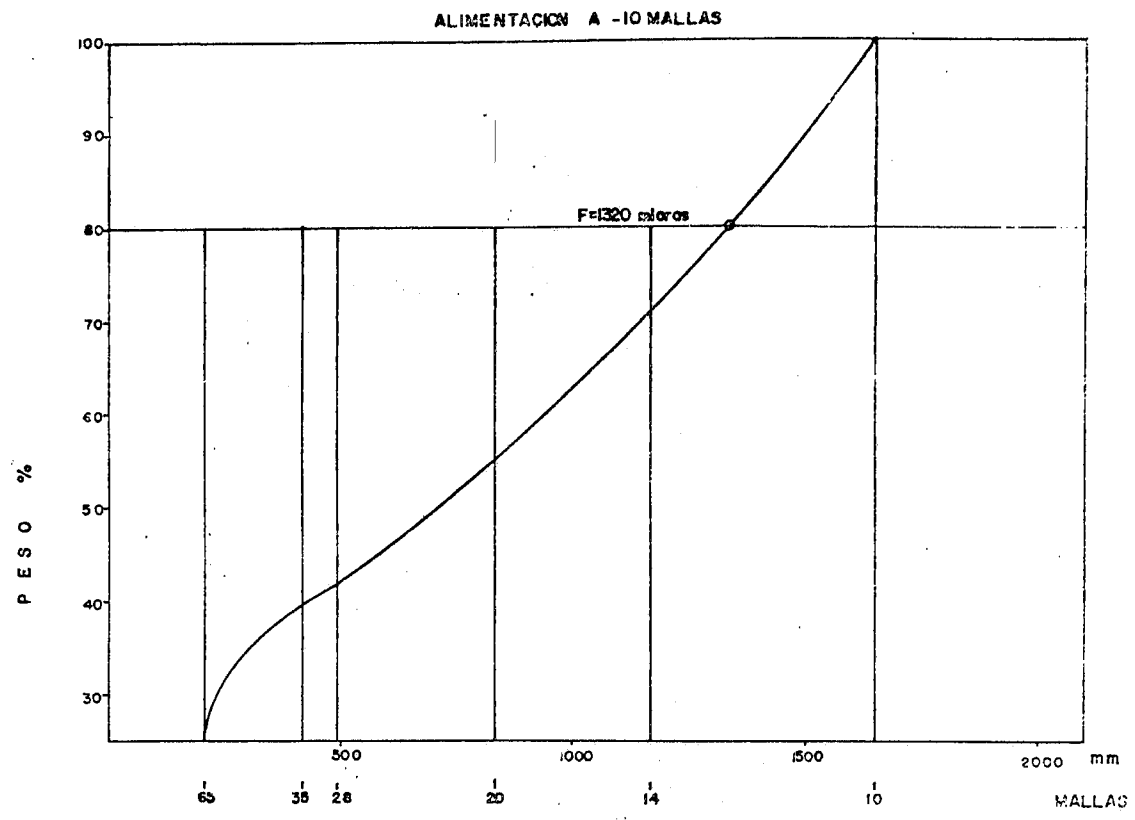
Los cuadros siguientes muestran los análisis de cri- bas de alimentación (F) y descarga (P) obtenidos experimentalmen- te, y a su vez mediante las gráficas correspondientes pueden de - terminarse (F) y (P) en micras.

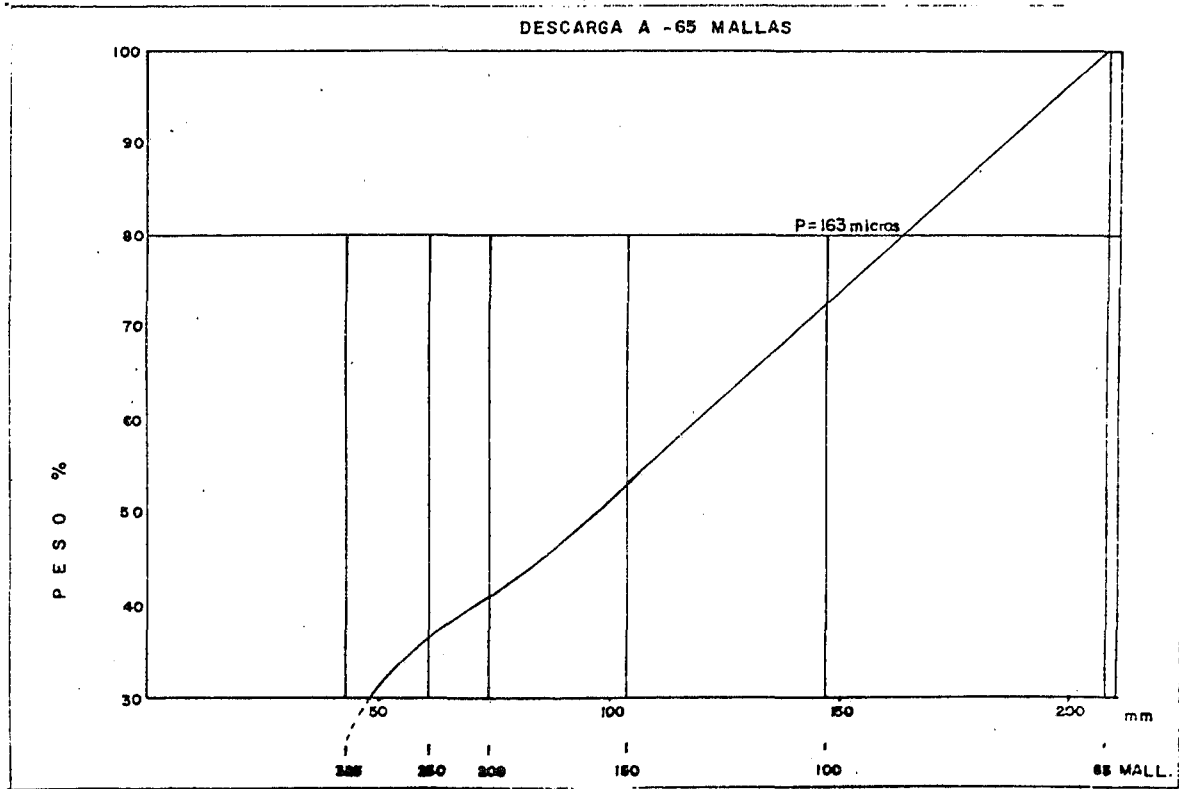
ALIMENTACION -10 MALLAS

Producto	Tamaño micras	Peso %
-10 + 14		29.0
-14 + 20		15.5
-20 + 28		13.5
-28 + 35		9.1
-35 + 48		7.3
-48 + 65		2.9
- 65		22.7
		100.0
-10	-1651	100.0
-14	-1168	71.0
-20	-833	55.5
-28	-589	42.0
-35	-417	32.9
-48	-295	25.6
-65	-208	22.7
(F)	1320 MICRAS	

DESCARGA -65 MALLAS

Producto	Tamaño micras	Peso %
-65 + 100		27.6
-100 + 150		18.8
-150 + 200		11.9
-200 + 250		3.9
-250 + 325		12.8
- 325		25.0
		100.0
-65	-208	100.0
-100	-147	72.4
-150	-104	53.6
-200	- 74	41.7
-250	- 61	37.8
-325	- 43	25.0
(P)	163 MICRAS	







$$P_i = 208 /u \text{ ( 65 mallas)}$$

$$\text{Total de Rev.} = V_t \times \text{tiempo} = 71 \text{ Rev/Min} \times 21.7 \text{ Min}$$

$$\text{Total de Rev.} = 1541$$

$$g/\text{rev} = \frac{2049 \text{ g}}{1541 \text{ rev}} = 1.33$$

$$P = 163 /u$$

$$F = 1320 /u$$

$$\text{Si: } W_i = \frac{44.5 \times 1.1}{0.23 \left( \frac{10}{P_i} - \frac{10}{\sqrt{F}} \right) \left( \frac{g}{\text{rev}} \right) \left( \frac{10}{P} - \frac{10}{\sqrt{F}} \right)}$$

$$W_i = \frac{44.5 \times 1.1}{0.23 \left( \frac{10}{208} - \frac{10}{1320} \right) \left( \frac{g}{\text{rev}} \right) \left( \frac{10}{163} - \frac{10}{1320} \right)}$$

$$W_i = 20.39 \text{ Kw - hr/Ton}$$

El siguiente cuadro muestra el proceso seguido:

Pasos de mo- lienda	% carga cir- culante	tiempo en minutos	g/rev	Micras		W <sub>i</sub>
				(F)	(P)	
8	249	21.7	1.33	1320	163	20.39

Como: W<sub>i</sub> = Constante, para el mismo mineral y  
tipo de máquina.

$$\text{Si: } W = \frac{10 W_i}{\sqrt{P}} - \frac{10 W_i}{\sqrt{F}}$$

$$W = \frac{203.9}{\sqrt{163}} - \frac{203.9}{\sqrt{1320}} = 15.96 - 5.61$$

$$W = 10.35 \text{ Kw-Hr/Ton}$$

Sí:  $C_m = 400 \text{ Ton/Día} = 16.66 \text{ Ton/hr}$

$$D.E. = 16.66 \frac{\text{Ton}}{\text{Hr}} \times 10.35 \frac{\text{Kw-Hr}}{\text{Ton}}$$

$$D.E. = 172.50 \text{ Kw}$$

En consecuencia, el molino de bolas industrial requiere de un motor cuya potencia sea:

$$P_{\text{motor}} = 172.50 \text{ Kw} \times \frac{1 \text{ H.P.}}{0.745 \text{ Kw}} = 231.54$$

$$P_{\text{motor}} = 231.54 \text{ H.P.}$$

Molino Calculado:

Diámetro ( D ) - - - - - 8 ft

Longitud ( L ) - - - - - 6 ft

Motor ( P ) - - - - - 231.54 H.P.

Demanda energía ( D.E. ) - - - 172.50 Kw

Consumo energía ( W ) - - - - 10.35 Kw-Hr/ton

Como se podrá observar en el siguiente cuadro, todos los datos obtenidos por vía experimental demuestran que las teorías de Rittinger y de Fred C. Bond, prácticamente llegan a los mismos resultados:

	Rittinger	Fred C. Bond
Molino seleccionado	8 x 6	8 x 6
Motor ( H. P. )	225	230
Demanda ( Kw )	167.63	172.50
Consumo ( $\frac{\text{Kw-Hr}}{\text{Ton}}$ )	10.06	10.35
Determinado por:	Tiempo de molienda	Indice de trabajo (Wi)

(c) Sistemas de molienda: Operación en circuito abierto y en circuito cerrado.

Operación en circuito abierto.- Cuando no se retornan las partículas de tamaño superior al deseado o material de rechazo a la máquina, para una posterior reducción, se dice que el molino opera en circuito abierto. En éstos molinos. la alimentación se -- transforma en partículas de tamaño satisfactorio pasándola una sola vez por el molino (Un solo paso); sin embargo, esto puede requerir cantidades excesivas de energía, ya que se desperdicia bastante en volver a moler las partículas que ya son suficientemente finas, por lo que frecuentemente resulta más económico retirar el -- material parcialmente molido y llevarlo hasta un separador por tamaños, el cual va, desde un simple cedazo o criba hasta un clasificador.

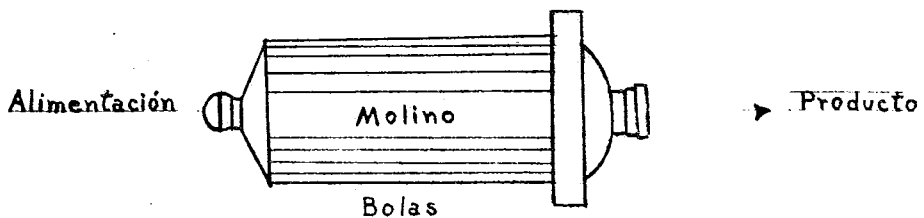


Fig. (1) Circuito abierto de molienda en húmedo.

La molienda repetida de las partículas finas produce gasto excesivo de energía, y por consiguiente, la operación en circuito cerrado es de mayor valor en la reducción a tamaños finos y ultrafinos, que exige que la separación se haga con clasificadores húmedos o separados de aire.

Operación en circuito cerrado.- Es el término aplicado a la acción conjunta de un molino y de un separador, conectados de tal forma que las partículas finas van a integrar el producto y las gruesas se recirculan al molino.

Frecuentemente, las operaciones de molienda se combinan con las de separación por tamaños para dividir el producto en fracciones gruesas y finas, o para hacer divisiones más complejas; así, encontramos que el separador para las partículas gruesas es, por lo general, un cedazo o criba, en tanto que para polvos finos se utiliza un clasificador. Este sistema de separación está a veces dentro del molino, como ocurre en los de ultrafinos, o con mayor frecuencia en el exterior del mismo; en operaciones continuas en gran escala, se emplean algunas veces circuitos complejos como el que se muestra en la Fig. (2) y que representa, el diagrama de flujo de un conjunto típico de máquinas y separadores para la reducción de tamaño, y que operan en circuito cerrado.

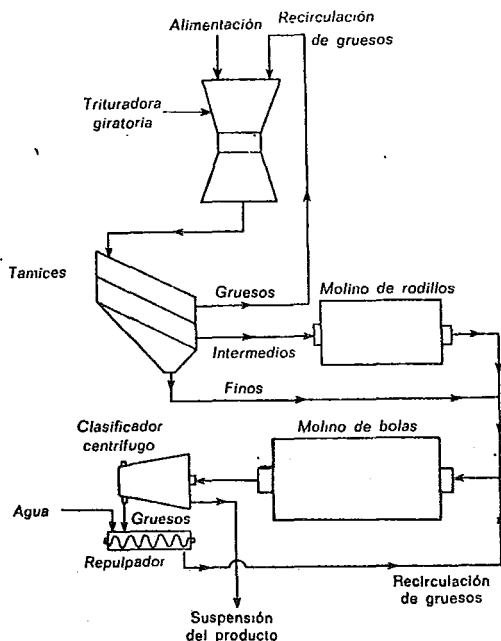


Fig. (2) Diagrama de flujo de mollienda

(Circuito cerrado).

En el diagrama anterior, se observa que el producto de una trituradora giratoria se criba en tres fracciones: Finos, intermedios y gruesos; éstos últimos se envían de nuevo a la trituradora, en tanto que los finos se llevan directamente a la unidad de reducción final, constituida por un molino de bolas; a su vez, las partículas intermedias se tratan en un molino de barras (mollienda primaria) antes de entrar en un molino de bolas. Este último trabaja en húmedo, como en la mayor parte de los casos, es decir, se bombea agua a través del molino lleno de sólido para arrastrar las partículas molidas hasta un clasificador centrifugo, el que a su vez, arroja las partículas gruesas que forman un lodo,

se mezcla con más agua en un repulpador y se recircula al molino.

Finalmente, las partículas finas o producto, salen - del clasificador como una suspensión que contiene partículas de - tamaño aceptable.

La molienda en circuito cerrado puede ser húmeda o - seca; la molienda por vía húmeda suele producir fracciones más - perfectas y más finas, ya que en ella, las partículas permanecen dispersas hasta llegar a tamaños más finos (- 10/u), y es aplicable generalmente a los molinos de bolas, aunque se aplica también con otros tipos. Por el contrario, la molienda en seco en los molinos de bolas queda limitada por el hecho de que las partículas finas se aglomeran en masas resistentes sueltas o adheridas a las bolas y a las paredes, de tal forma que no experimentan ninguna - molienda posterior y disminuye con ello su capacidad; además, el consumo de energía es mayor en las operaciones de molienda seca - que en las realizadas por vía húmeda, pues en ella, parte de la - energía suministrada al sólido se convierte en calor, debido a - las fuerzas de cizalladura que prácticamente existen siempre, y - que se intensifican notablemente, en ausencia completa de humedad. Estos hechos, sirven de base para dar una mayor y más generalizada aplicación a la molienda húmeda.

En la Fig. siguiente, se muestran algunos sistemas - de molienda en húmedo y en circuito cerrado:

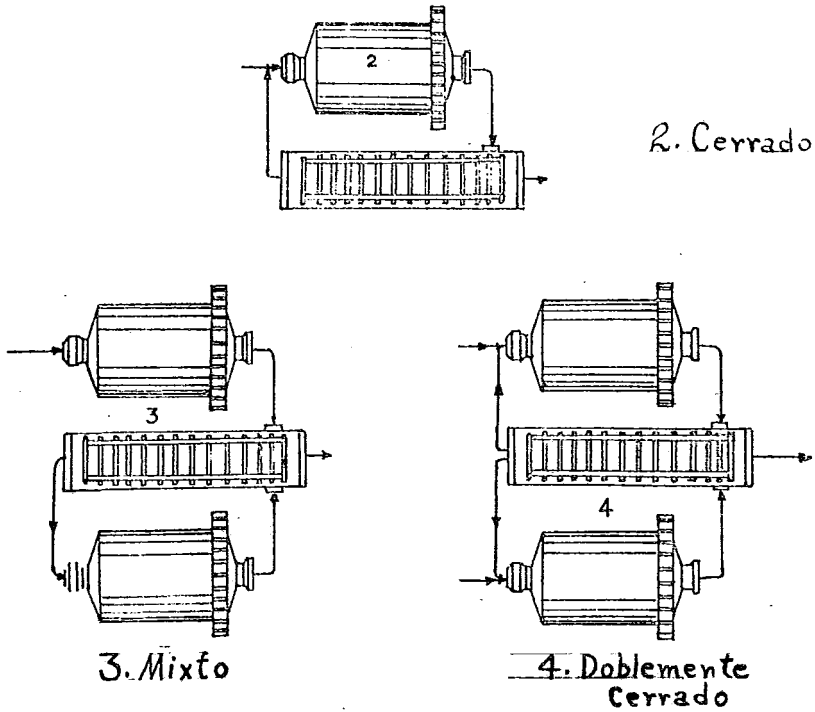
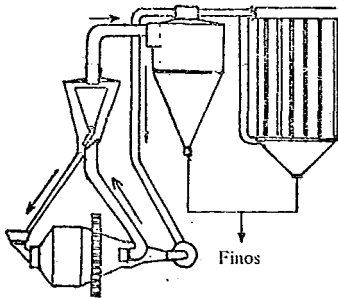


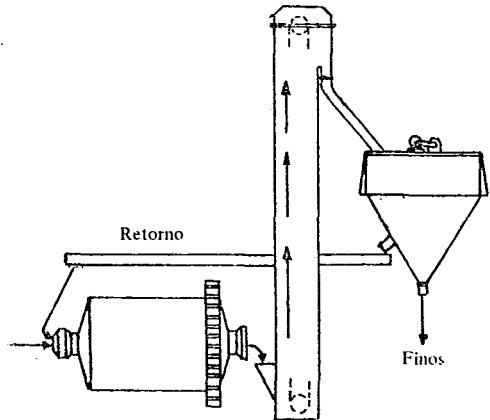
Fig. (3) Sistemas de molienda en húmedo (Circuito cerrado)

Aunque es más fácil trabajar con cribas que con clasificadores, no pueden hacerse separaciones económicas en aquellas, cuando las partículas son inferiores a 150 ó 200 mallas. En la Figura siguiente, pueden observarse los clasificadores más comunes - trabajando en circuito cerrado y molienda seca.





Circuito neumático con  
clasificador giratorio



Circuito mecánico con  
clasificador centrífugo

Fig. (4) Sistemas de molienda en seco ( Circuito cerrado).

La operación en circuito cerrado generalmente ahorra - costos de operación que justifican el equipo extra, como son por - ejemplo, transportadores y separadores que para ser impulsados re - quieren naturalmente de un suministro de energía, pero, a pesar de - ésto, el gasto total de energía en dicho circuito es, con frecuencia inferior en un 25% que el consumo que se tiene de energía en el cir - cuito abierto. De este modo, puede considerarse que el trabajo en -- circuito cerrado ofrece las siguientes ventajas, sobre el otro tipo - de circuito:

- (1) Significa, economía de la energía consumida en la desintegración.
- (2) Permite el empleo de aparatos más pequeños para un cierto tonelaje de producción.
- (3) Rinde productos de mayor uniformidad de tamaño.

IV.- Control en operaciones auxiliares de la reducción de tamaño.

La operación económica y selección adecuada de la maquinaria utilizada en la reducción de tamaño, requiere necesariamente de atención especial a muchos detalles del procedimiento y equipo auxiliar. De las operaciones auxiliares en trituración y molienda, son de mayor importancia, las siguientes:

(a) Control de la alimentación.- Las partículas de la alimentación deberán tener el tamaño apropiado, ésto es, no deberán ser tan grandes que no puedan ser tratadas por el molino, como tampoco podrá haber exceso de partículas muy finas, ya que el rendimiento de muchas máquinas, principalmente de trituración y molienda intermedias, disminuye considerablemente.

En los molinos continuos, debe controlarse la velocidad de alimentación dentro de límites muy estrechos, para evitar obstrucciones o variaciones en la carga circulante que puedan producir error, y poder hacer un empleo adecuado de la capacidad de la máquina; este control exacto de la velocidad de alimentación, adquiere una vital importancia en operaciones de cortado de material laminar en cuadrados o hilos de una misma longitud.

También tiene gran importancia, el contenido en humedad de la alimentación, pues, experimentalmente, se ha observado que cuando éste es inferior a 3 ó 4% en peso, no surgen dificultades apreciables en cuanto a operación; por el contrario, la presencia de este pequeño grado de humedad ejerce una acción benéfica durante la reducción, que se atribuye fundamentalmente a una gran disminución de la cantidad de polvo o partículas sumamente finas. Sin embargo, cuando dicho contenido en humedad rebasa el 4% en pe-

so, muchos materiales se tornan pastosos y adherentes, por lo que tienden a atascar las máquinas, y sobre todo, en reducciones primaria e intermedia.

Pero, por otra parte, se observa que un gran exceso de agua, esto es, 50% ó más en peso facilita la operación, ya que arrastra a la alimentación hacia la zona de reducción o trabajo, en tanto que al producto lo expulsa hacia fuera de la misma. Otra ventaja, que reporta el alto contenido de humedad es la de proporcionar o más bien servir como medio de transporte para los sólidos en forma de suspensión; aunque, por lo general, la molienda húmeda sólo tiene gran aplicación en la etapa definitiva o final, de lá reducción.

(b) Control de la descarga.- El problema de acumulación en un molino continuo, se resuelve haciendo que la velocidad de descarga sea igual a la de alimentación. En un quebrantador de mandíbulas, por ejemplo, pueden acumularse las partículas en la abertura de descarga, de este modo, ser trituradas varias veces antes de caer, con lo que se produce un consumo excesivo de energía y desperdicio de la misma, al triturar muchas partículas más de lo necesario; este tipo de operación se conoce con el nombre de trituración obstruída, en la cual, el quebrantador está equipado con una tolva alimentadora que se mantiene llena a rebosar o atascada, de modo que el producto no se descarga libremente. Esto hace aumentar mucho la proporción de finos y disminuye, a su vez, la capacidad de producción; por consiguiente, la trituración obstruída se aplica sólomente en casos especiales, en los que resulta más económica, pues elimina una o más etapas reductoras, debido a la gran cantidad de finos formados; no obstante, dado que esta operación requiere de grandes cantidades de energía y puede-

dañar la máquina, su aplicación en general, resulta muy limitada. Todo ésto, llevó al diseño y operación de trituradoras de las que salgan fácilmente las partículas tratadas, arrastrando posiblemente algunas partículas gruesas, que se separan y se recirculan; esta clase de operación se conoce como trituración de descarga libre o simplemente, trituración libre. El producto obtenido puede salir por acción de la gravedad, ser expulsado por aire comprimido, por una corriente de agua, o también, ser lanzado por acción de la fuerza centrífuga; este método de trabajo, ofrece la gran ventaja de evitar la formación de una cantidad excesiva de finos, ya que limita el número de contactos.

En la trituración libre, el producto o material desintegrado, junto con cierta cantidad de finos formados al mismo tiempo, se separa de la zona de acción reductora, después de una permanencia relativamente corta.

Con productos bastante gruesos, como los de una trituradora o molino intermedio, la fuerza de la gravedad es suficiente para producir la descarga libre, saliendo el producto por el fondo de la máquina. En los molinos giratorios, se descarga el producto por aberturas practicadas en la pared de la carcasa y en un extremo del cilindro (descarga periférica), o bien, es elevado el producto con palas o rastrillos y arrojado a un cono que lo lleva fuera a través de un orificio (descarga central). La descarga periférica es común en los molinos de barras, en tanto que la descarga central es más común en los de bolas y tubulares; una parrilla o diafragma impide que el medio de molienda - salga con el producto. La figura siguiente representa los dos métodos de descarga para los molinos giratorios:

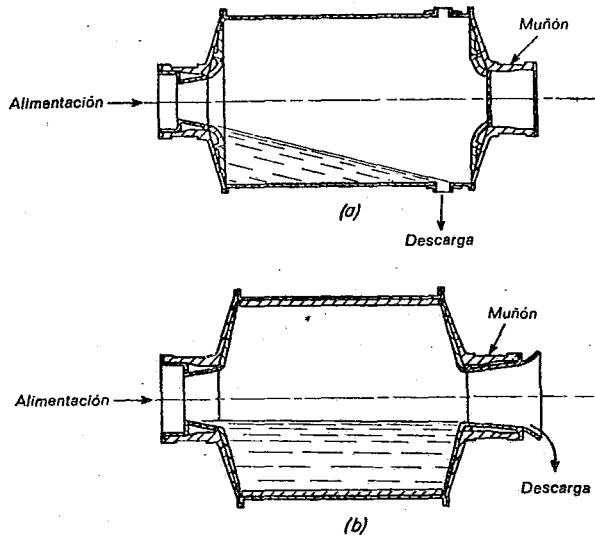


Fig. Métodos de descarga de molinos giratorios: (a) Descarga periférica. (b) Descarga central.

Por otra parte, para descargar molinos de finos o de ultrafinos se reemplaza la fuerza de gravedad por el empuje de un fluido, pudiendo ser éste, líquido (agua) o gas (aire). En los molinos de bolas es muy común la molienda húmeda, empleando como fluido arrastrador el agua; mientras que en los molinos de frotamiento, en los que se utiliza la energía de un fluido y en muchos molinos de martillos, se retira el producto mediante un barrido con aire, vapor, o gas inerte como el  $N_2$ .

(c) Eliminación o suministro de calor.- Ya hemos dicho en párrafos anteriores, que de la energía suministrada al sólido en un molino sólo una pequeña fracción se utiliza para crear nueva superficie, pues la mayor parte de esta energía se transforma en calor, que a su vez, puede elevar en varios grados la temperatura del sólido; pudiendo ocasionar ésto la fusión, descomposición o explosión del material, a no ser que se elimine de algún modo el calor.

Así, con el objeto de eliminar el calor que se produce durante la molienda, a menudo se recircula agua refrigerante o salmuera enfriada, a través de los serpentines o camisas en el molino; otros métodos, también útiles, consisten en enfriar el aire que se encuentra introducido en el molino o se añade hielo seco (dióxido de carbono sólido) a la alimentación, debiendo estar el molino provisto de gas. Recientemente se ha ideado un sistema para lograr una reducción más drástica de la temperatura, que consiste en hacer circular nitrógeno líquido, produciéndose temperaturas de molienda por debajo de - 70°C.

El principal fin que se persigue, al trabajar a temperaturas muy bajas es alterar la fragilidad del material tratado, haciéndolo generalmente más quebradizo o desmenuzable, ya que muchos materiales que son elásticos a la temperatura ordinaria se tornan quebradizos y se pueden moler fácilmente cuando están muy fríos; de esta forma los plásticos como el polietileno, que atascan un molino a temperaturas ordinarias, se hacen suficientemente duras como para poder ser tratadas en un molino de martillos.

Si bien en algunos molinos conviene moler a temperaturas bajas, otros requieren de un suministro de energía calorífica; tal -

es el caso, de sólidos con alto contenido de humedad que pueden molerse y secarse simultáneamente.

Este suministro de calor, generalmente se hace circulando aire caliente o gases de combustión a través del molino; las partículas del sólido pierden su humedad cediéndola al gas caliente durante su breve paso desde la línea de descarga hasta el colector. Este secado de flash se realiza frecuentemente entre 1 a 5 seg. de modo que también pueden tratarse materiales sensibles al calor.

CONCLUSIONES:

(1) Dado que durante las operaciones de trituración y molienda, las partículas normalmente se rompen en una gama irregular de diámetros, no puede tenerse un estricto control en cuanto a los tamaños inferiores al deseado.

(2) No obstante, que el hecho anterior ha sido objeto de estudios estadísticos realizados por varios investigadores, hasta ahora ningún trabajo teórico ha sido plenamente aceptado.

(3) La ley de Rittinger puede usarse como una buena -- aproximación en los procesos reales de trituración, siempre y cuando se cumplan las siguientes condiciones:

a) Que la relación de trituración se determine experimentalmente, en una máquina del tipo que se usará y con el mismo material.

b) Que el suministro de energía por unidad de masa de sólido, no sea demasiado grande.

(4) Pueden considerarse ideales las trituradoras o molinos que reúnan los siguientes requisitos:

a) Deberán tener gran capacidad

b) Requerir de una potencia pequeña por unidad de --- producto

c) Deberán dar un producto de tamaño único o con una distribución de tamaños deseada

(5) Sin embargo, el rendimiento de un equipo sólo se puede precisar en la práctica por comparaciones semiempíricas, es-



decir, tomando para ello una unidad ideal como patrón y compararla con las características del equipo real utilizado, ya que el análisis completo de las muchas variables que intervienen y que están relacionadas entre sí, es virtualmente imposible.

(6) Se puede demostrar experimentalmente que las teorías de Rittinger y Fred C. Bond, prácticamente llegan a los mismos resultados, en la selección adecuada de quebradoras y molinos.

(7) Finalmente, las operaciones de trituración y molienda forman un renglón principal del costo total de los procesos de concentración, siendo por tanto un área preponderante para lograr economías de consideración.

## BIBLIOGRAFIA

Manual de Mineralogía

Dana - Hurlbut  
Editorial Reverté, S.A.  
1960

Prácticas de Trituración  
y Molienda

Ing. Espinosa de León  
Luis  
Comisión de Fomento  
Minero  
México, D.F.  
1971

Principles of Mineral Dressing

Gaudin, A.M.  
Mc Graw - Hill  
Book Company

Operaciones Básicas de  
Ingeniería Química

Granger Brown George  
Manuel Marín y Cía.

Encyclopedia of Chemical  
Technology

R.E. Kirk - D.F. Oth-  
mer

Hand book of Nonferrous  
Metallurgy

Liddell, D.M.  
Mc Graw - Hill  
Book Company

Chemical Engineer S'Handbook

Perry, J.H.  
Mc Graw - Hill  
Book Company  
Tomo II

Enciclopedia de la Ciencia  
y de la Tecnología

Salvat  
Tomos XI y XII

**Introducción a la Meta-  
lurgia Física**

**Sidney H. Avner  
Editorial Reverté, S.A.**

**Handbook Of Mineral Dressing**

**Taggart, A.F.  
John Wiley Sons. Inc.**

**Unit operations of Chemical  
Engineering**

**Marren L. Mc Cabe  
Julián C. Smith**

**Mc Graw - Hill**

**Book Company**

**Tomo II**

**1968**

**Size Reduction, Ind. and  
Engineering Chemical**

**Work, L.T.  
Mc Graw - Hill  
Book Company**