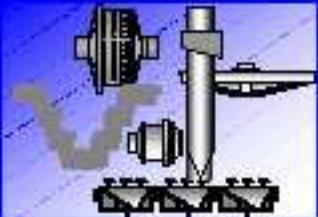




# *Operaciones de Conminución*



# Conminución

---

- La civilización industrial requiere emplear una amplia variedad de tecnologías de conminución, desde el chancado grueso de mineral de mina y de rocas de canteras, hasta la molienda ultrafina para la producción de pinturas, productos farmacéuticos, cerámicos y otros materiales avanzados.
- La conminución es una etapa de gran importancia, ya sea para: (a) producir partículas de un cierto tamaño y forma, (b) liberar minerales valiosos de la ganga para facilitar su concentración o (c) incrementar su área superficial disponible para alguna reacción química.
- El objetivo principal es la liberación de la especie de interés, desde la ganga que la acompaña, al tamaño de partícula más grueso posible. Si tal objetivo se alcanza, se ahorra energía por la disminución de la cantidad de finos producida y además cualquier etapa de separación posterior se torna más económica y fácil de operar.

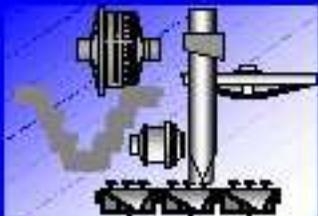


## Conminución

- Los procesos de conminución se llevan una gran proporción de los costos de capital y de operación de cualquier faena de procesamiento de minerales. El consumo de energía puede ser del orden del 40 - 60% del total de una planta.
- Diversas estimaciones sitúan al costo operacional de la conminución en torno al 50% del costo de operación total. En cuanto a los costos de capital, el rango 20 - 50% representa bien a la mayoría de las operaciones.

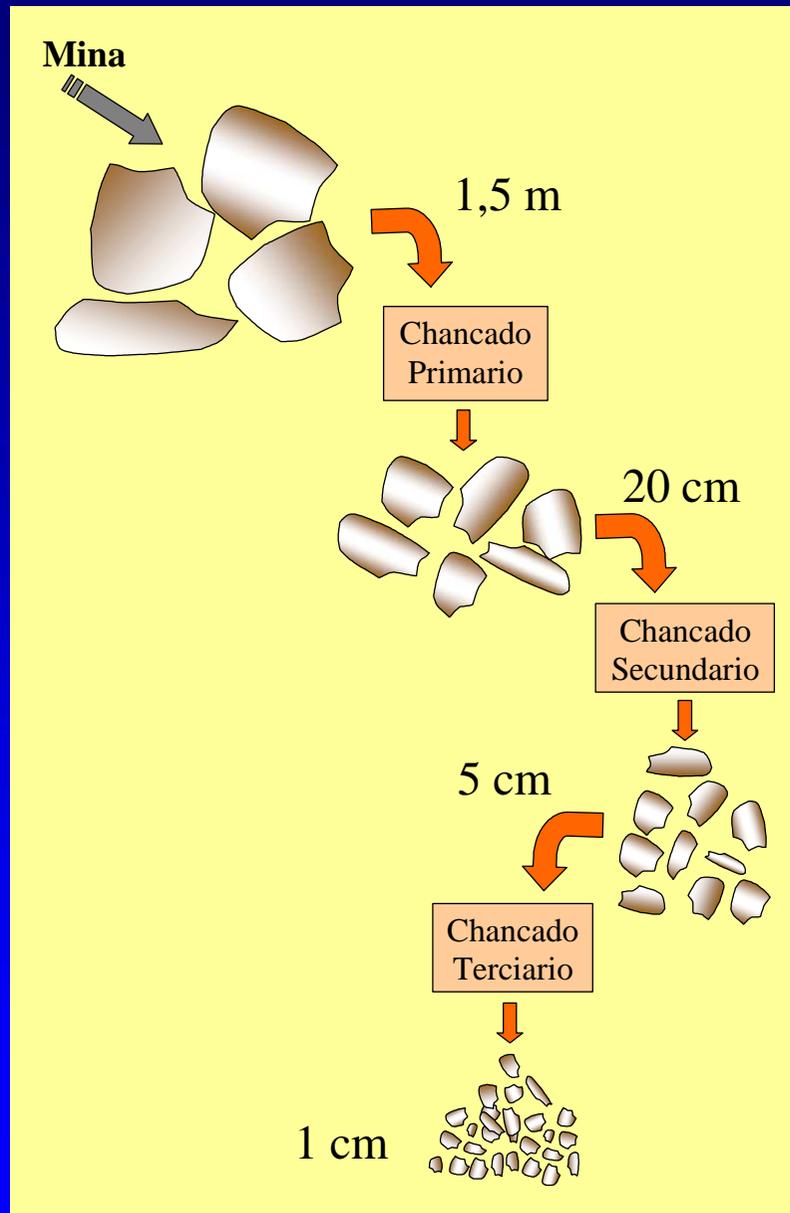
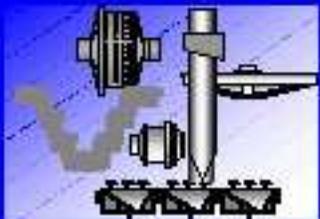
Consumos en Conminución	VALOR PROMEDIO	RANGO
◆ Energía [kWh/t]	13,3	8,9 – 23,2
◆ Acero [kg/t]	1,2	0,8 – 1,3

Los valores no corresponden a una faena en particular, sino que al promedio de ocho faenas importantes en términos de capacidad de tratamiento.



# Chancado

- El chancado es la primera parte de los procesos de conminución. Generalmente es una operación en seco y usualmente realizada en 1, 2 o 3 etapas.
- Las colpas del mineral proveniente de las minas pueden ser tan grandes como 1,5 m y el producto final requerido variará, según sea la aplicación de que se trate, entre 20 cm y 7 mm.



# *Chancado*

---

## ❖ Chancado Primario

- Los chancadores primarios son maquinas de trabajo pesado, usados para reducir de tamaño al mineral proveniente de la mina (run-of-mine), hasta un tamaño apropiado para su transporte y posterior tratamiento. Estos equipos son operados siempre en circuito abierto, con o sin parrillas separadoras previas.
- Para realizar el chancado primario hay básicamente dos tipos de equipos: chancadores de mandíbulas y chancadores giratorios (aunque también existen los chancadores de impacto, de uso muy limitado y para aplicaciones específicas).

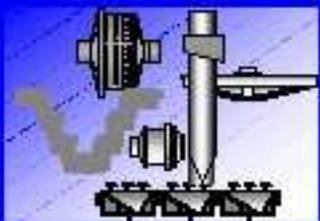
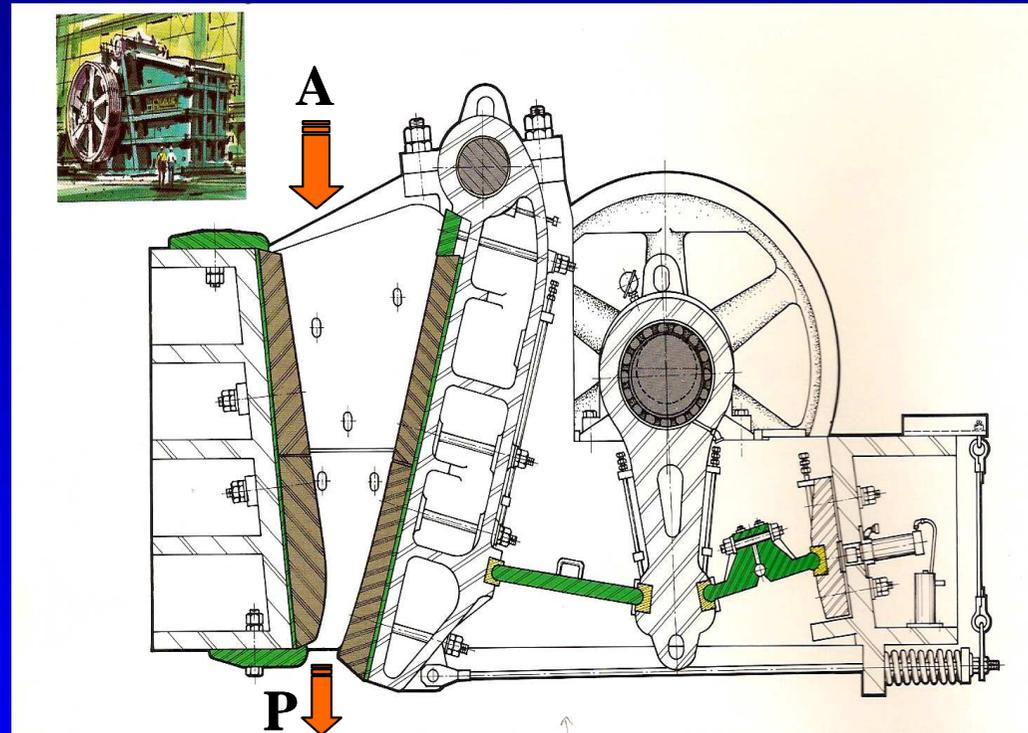


# Chancado

## ➤ Chancador de Mandíbulas

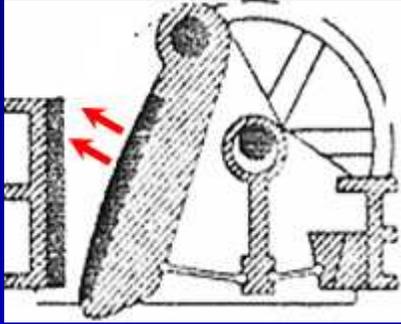
Los chancadores de mandíbula operan comprimiendo las rocas entre dos placas (mandíbulas), una fija y la otra móvil, montadas en ángulo agudo. La mandíbula móvil está pivoteada y se mueve como un péndulo contra la que está fija.

El mineral es apretado y liberado en la medida que avanza por la cavidad entre mandíbulas, hasta que cae por la abertura de descarga.

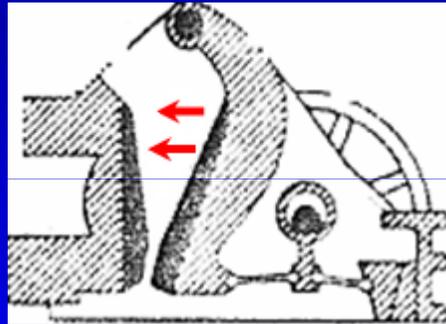


# *Chancado*

---



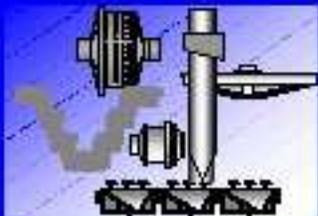
**Blake**



**Pivote Overhead**



**Excéntrica Overhead**

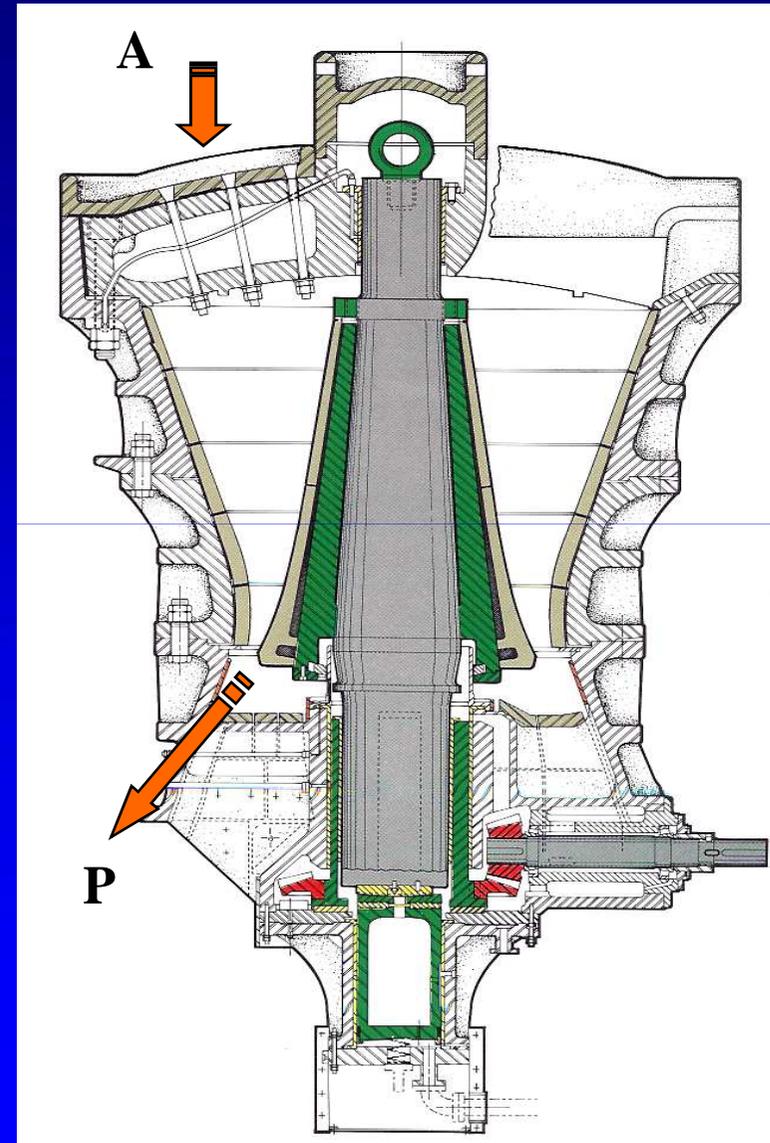
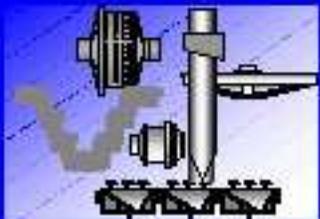


# Chancado

## ➤ Chancador Giratorio

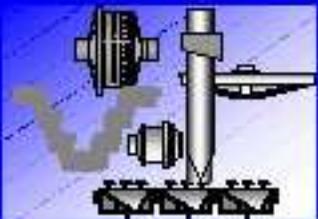
Si se monta un cono en el extremo superior de un eje vertical y se mantiene estacionaria la punta mientras que su extremo inferior rota excéntricamente, el cono se moverá excéntricamente. Al rotar se acercará y alejará de la paredes, chancando cualquier roca atrapada en su interior.

El giratorio chanca en todo el ciclo, no como el de mandíbulas, por lo que tiene una mucho mayor capacidad a igual abertura. Para tamaños de alimentación y producto dados, el giratorio tendrá 3 a 4 veces mayor capacidad que uno de mandíbulas.



# Chancado

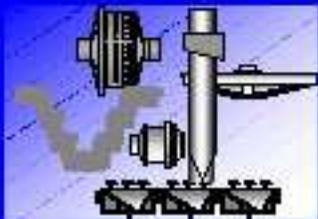
- Para decidir entre un chancador giratorio y uno de mandíbulas, para una aplicación en particular, los principales factores son el tamaño máximo del mineral a chancar y la capacidad de tratamiento requerida.
- Se prefiere un chancador giratorio cuando se requiere tratar grandes tonelajes, siendo usualmente el elegido en plantas de gran capacidad (sobre 600 t/h). El chancador de mandíbulas, en cambio, es usado cuando la abertura es más importante que la capacidad.
- Si se requiere de una gran abertura de admisión, pero a un tonelaje bajo, el chancador de mandíbulas será probablemente más económico al ser una máquina más pequeña, ya que un giratorio estaría operando vacío la mayor parte del tiempo.



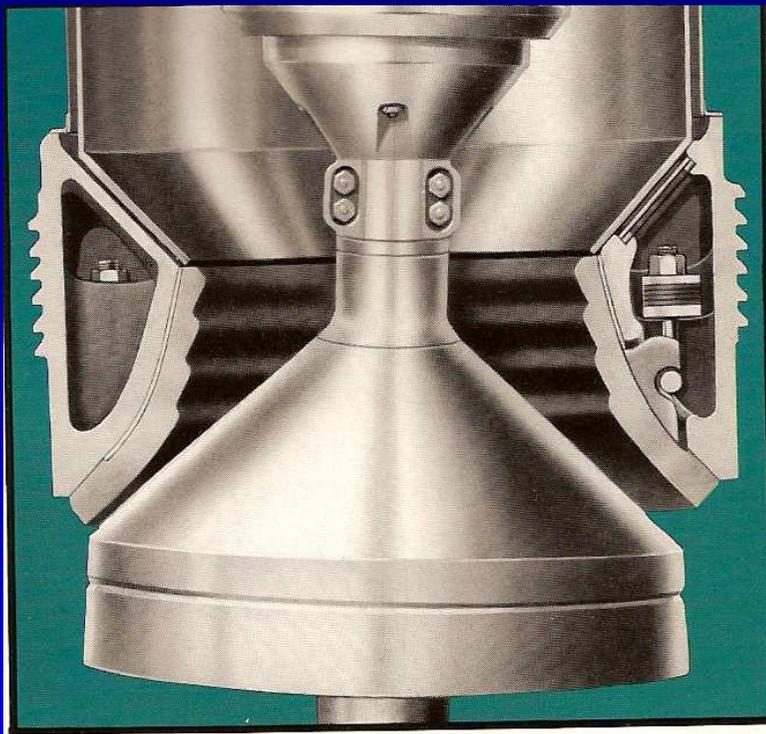
# Chancado

## ❖ Chancado Secundario / Terciario

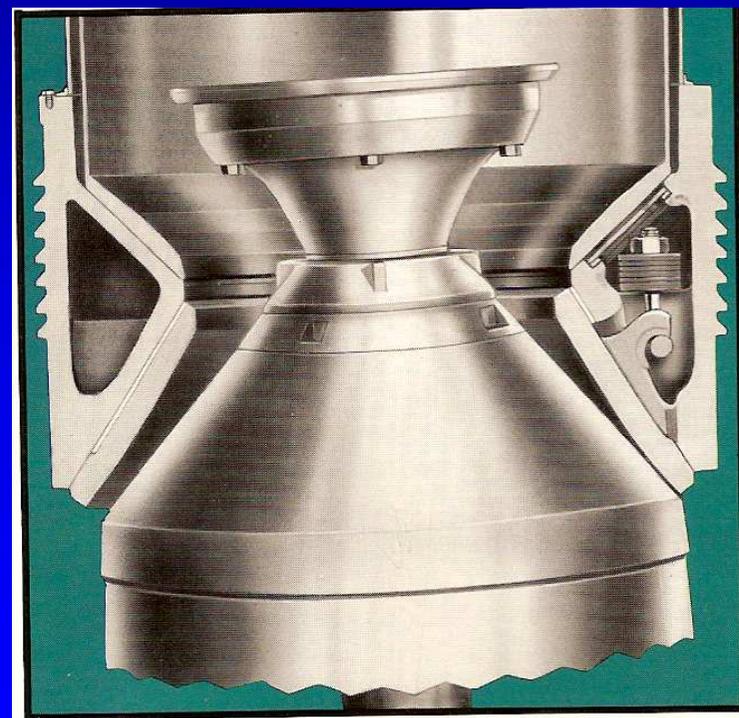
- En el chancado fino el chancador de conos es el equipo utilizado en todas las aplicaciones con roca dura. La principal diferencia con el giratorio radica en que el eje del cono (más corto) no está suspendido, sino que está sujeto en un soporte universal curvo bajo el cono.
- El chancador de conos estándar es el más utilizado como secundario y el chancador de conos de cabeza corta (short head) el más usado como terciario. Ambos difieren principalmente en la forma de sus cámaras.
- El estándar tiene un revestimiento escalado y una ancha garganta. El short head en cambio, tiene una cabeza con un ángulo más pronunciado, una abertura de admisión más estrecha y una sección paralela más larga en la descarga.



# Chancado



Chancador de Conos Estándar

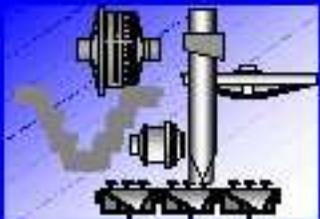
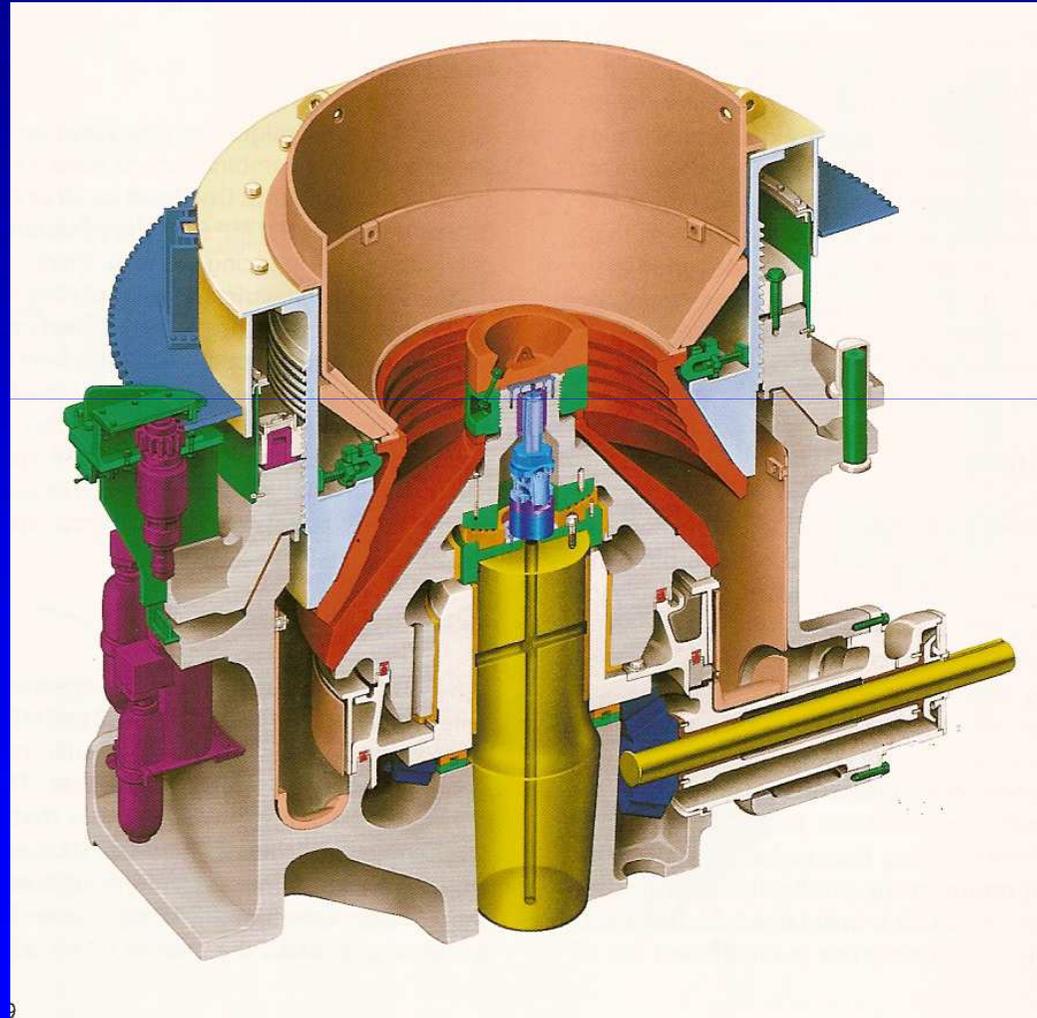


Chancador de Conos Short Head



# Chancado

## Chancador de Conos



# Chancado

Los chancadores se especifican en el tamaño, de acuerdo a las siguientes pautas:

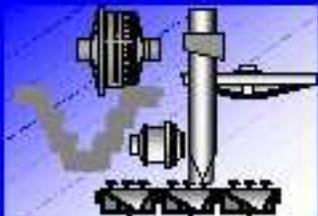
**a) Chancadores de mandíbulas:**       $A \times W$       (80 x 60 a 150 x 170 cm)

A = Abertura de admisión,  
W = Ancho de las mandíbulas.

**b) Chancadores giratorios:**       $A \times D$       (76 x 152 a 183 x 285 cm)

A = Abertura de admisión,  
D = Diámetro del cono en su base.

**c) Chancadores de conos:**      Y      (60 a 305 cm)



Y = Diámetro del cono en su base.

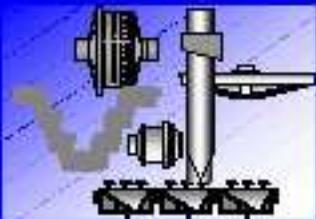
# Chancado

La determinación de cuántos chancadores y de qué tamaño se requieren en una cierta aplicación, es función, principalmente, de los siguiente factores:

- ≈ Capacidad de tratamiento
- ≈ Disponibilidad y/o sobredimensionamiento
- ≈ Número de líneas en paralelo
- ≈ Tamaños de la alimentación,  $F_{100}$  y  $F_{80}$
- ≈ Tamaño requerido del producto,  $P_{80}$
- ≈ Chancabilidad del mineral,  $W_i$

Los tres primeros factores determinan la capacidad requerida ( $G_S$ ) de un chancador y ésta, en conjunto con el tamaño máximo de la alimentación ( $F_{100}$ ) y el tamaño de producto requerido, permiten definir el tamaño del equipo más conveniente.

La chancabilidad del mineral, por su parte, junto con la capacidad y los tamaños de alimentación y producto permiten especificar la potencia del motor requerido.



## Chancado

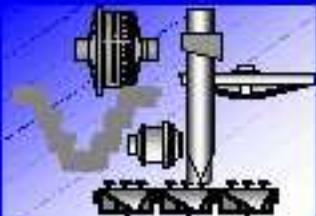
Para calcular la potencia del motor,  $P_{MOTOR}$ , una vez determinado el índice de chancado,  $W_i$ , característico de muestras representativas del mineral a tratar, se utiliza la ecuación de Bond para establecer la potencia consumida,  $P_C$ :

$$P_C = W G_S = 10 G_S W_i \left( \frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right)$$

$W, W_i$  en [kWh/t<sub>c</sub>]  
 $G_S$  en [t<sub>c</sub>/h]  
 $P_{80}, F_{80}$  en [μm]  
 $P_C$  en [kW]

Considerando tanto la eficiencia eléctrica como la mecánica,  $\eta$ , es posible establecer la potencia del motor requerido:

$$P_{MOTOR} = \frac{P_C}{\eta}$$



# Chancado

Índice de Chancado,  $W_{i,Ch}$ :

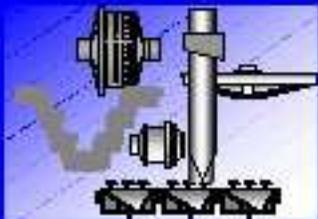
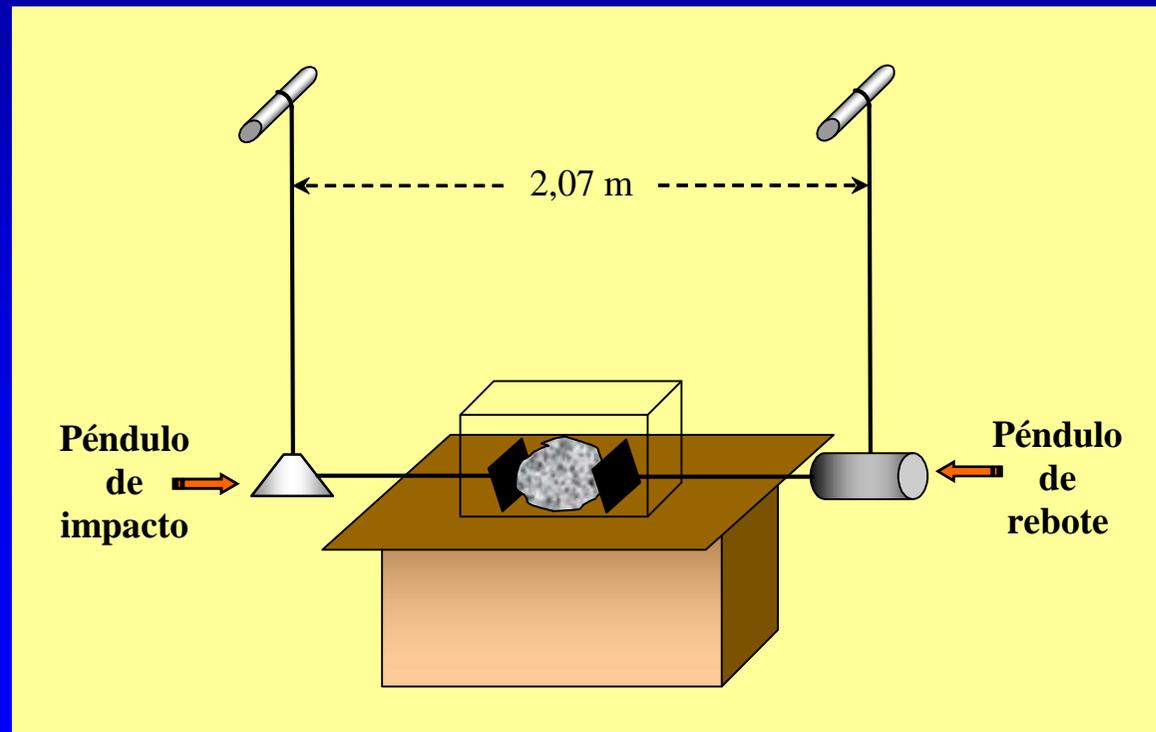
Muestras representativas del mineral. Rocas (10) - 5 cm + 2 cm

Péndulo de impacto:  
Pera de acero de 115 kg

Péndulo de rebote:  
Cilindro de acero de 290 kg

Pérdidas del sistema,  $E_L$ :  
0,54 kg m / cm de elevación  
del péndulo de impacto.

Test de los péndulos



# Chancado

$E_1$  = Energía potencial del péndulo de impacto, antes del chancado.

$E_2$  = Energía potencial del péndulo de rebote, después del chancado.

$E_C$  = Energía consumida en el chancado =  $E_1 - E_2 - E_L$

$$W_{i,Ch} = \frac{EC/Wt}{10 \left( \frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right)} \left[ \frac{kWh}{t_c} \right]$$

$EC$  = suma de las energías  $E_C$  consumidas en las 10 experiencias.

$Wt$  = peso conjunto de las 10 rocas usadas.

$F_{80}$  = tamaño bajo el cual se encuentra el 80% de las 10 rocas chancadas, [ $\mu m$ ].

$P_{80}$  = tamaño bajo el cual se encuentra el 80% del producto de las 10 experiencias, [ $\mu m$ ].



# Chancado

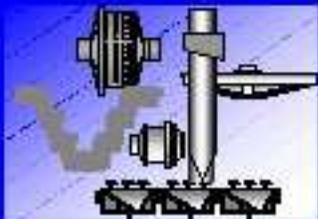
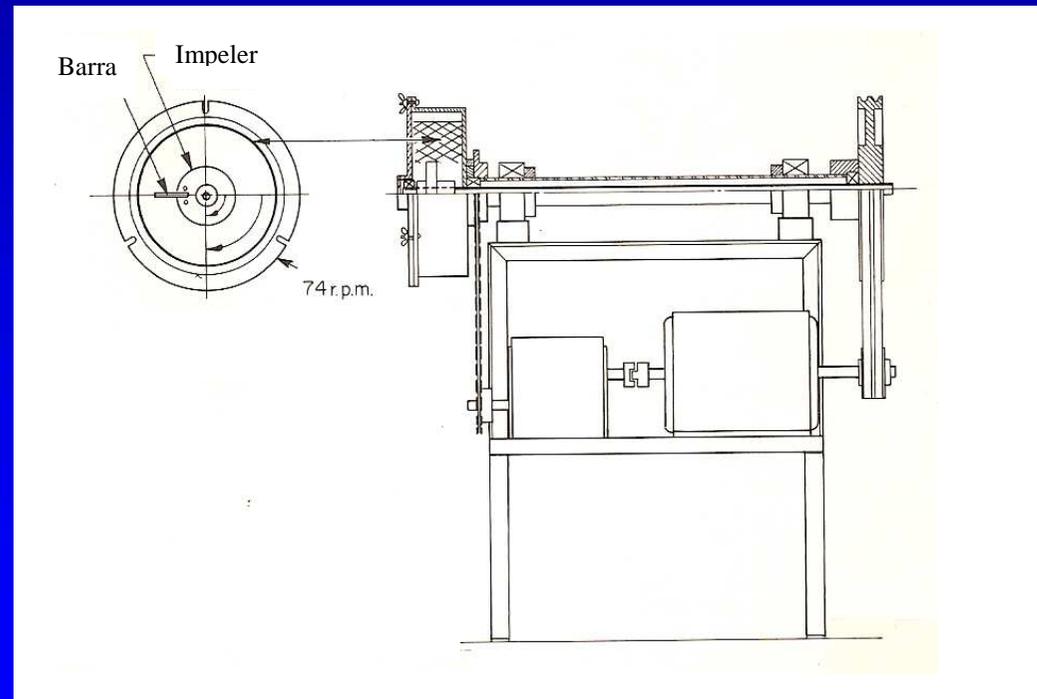
## Índice de Abrasión, $A_i$ :

Muestras representativas del mineral. 4 cargas de 400 g, 100% -  $\frac{3}{4}$ " +  $\frac{1}{2}$ ".

- Peso inicial de la barra =  $p_i$
- Tratamiento de 15 min por carga
- Peso de la barra luego de tratar las 4 cargas =  $p_f$

$$A_i = p_i - p_f$$

## Test de abrasión



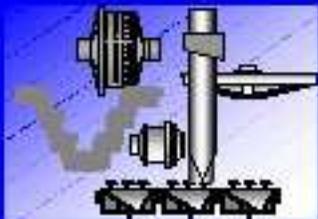
# Chancado

Índices de abrasión promedio de algunos minerales:

Mineral/material	Índice de Abrasión, $A_i$ [g]
Caliza	0,0320
Minerales de cobre	0,1472
Grava	0,2879
Granito	0,3880
Taconita	0,6237
Cuarcita	0,7751

El desgaste de las corazas de los chancadores se estima en términos de libras de acero por kWh de energía consumida,  $c$  [lb/kWh], en función del índice de abrasión del mineral, por medio de la relación empírica:

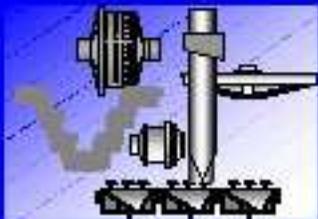
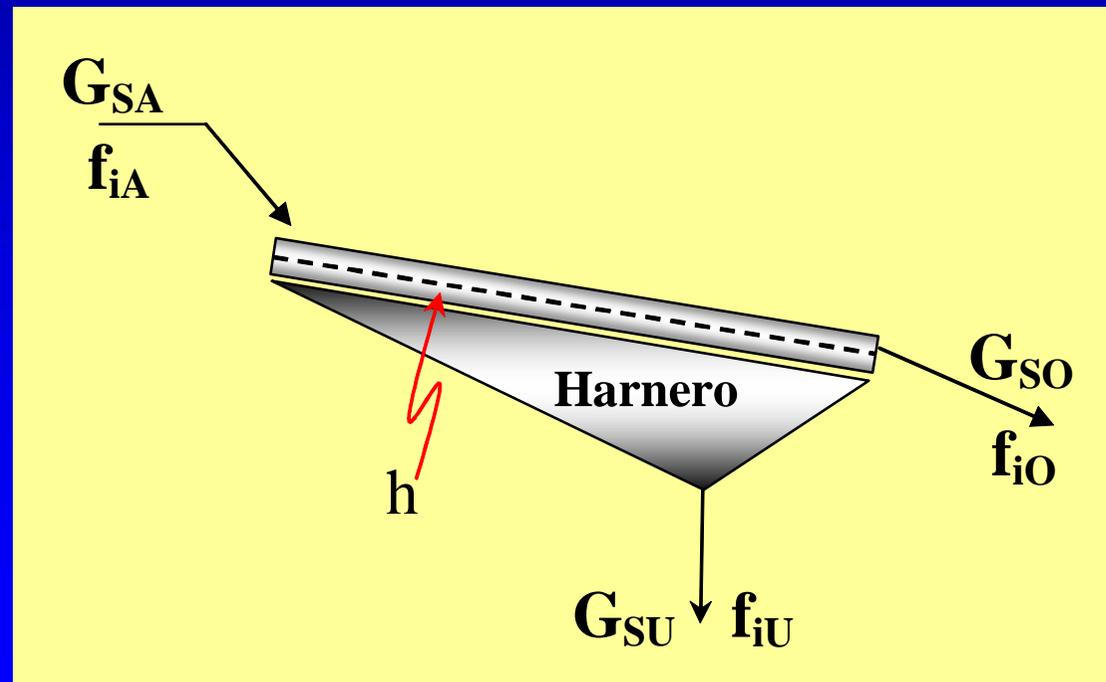
$$c = \frac{A_i + 0,22}{11} \quad [lb / kWh]$$



Para el índice de abrasión promedio de minerales de Cu,  $c = 0,0334$  [lb/kWh]

# Harneo

La separación por tamaños de materiales es una de las operaciones más usadas a nivel industrial. Entre las alternativas disponibles destaca el harneo, el que se realiza mediante el uso de equipos (harneros) que separan mediante mallas, de abertura  $h$ , sostenidas en bandejas, al material de tamaño superior a la abertura de la malla (sobretamaño,  $G_{SO}$ ) de aquel de tamaño inferior a la misma (bajotamaño,  $G_{SU}$ ).



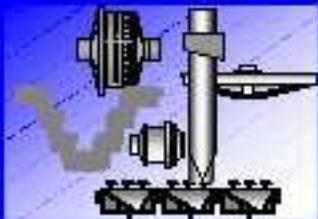
# *Harneo*

---

El harneo se realiza con materiales relativamente gruesos, ya que la eficiencia decrece rápidamente con la fineza. Los harneros para finos son muy frágiles y caros y tienden a bloquearse (enceguecimiento) fácilmente con partículas retenidas en las aberturas de las mallas.

Las principales funciones del harneo en el procesamiento de minerales son:

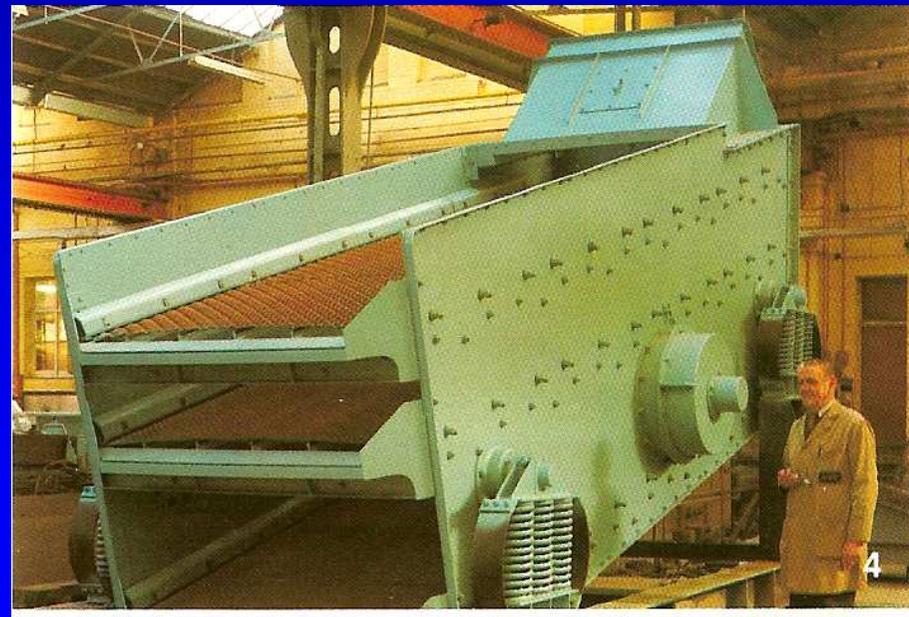
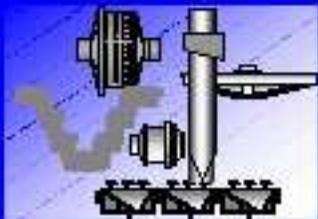
- ◆ Evitar la entrada del bajotamaño a los chancadores, con el fin de incrementar su capacidad y eficiencia.
- ◆ Evitar que el sobretamaño pase a una próxima etapa de conminución.
- ◆ Preparar una alimentación, en un rango granulométrico estrecho, para algún proceso de concentración posterior.
- ◆ Generar un producto final de granulometría estricta, en aquellos casos (minerales industriales, ornamentales, de construcción, etc.) donde el tamaño es parte importante de la especificación del producto.



# Harneo

Existen diversos tipos de harneros industriales. Entre los más usados en la industria, para el procesamiento de minerales, destacan los recíprocos y los vibratorios. En los primeros se emplea un movimiento giratorio horizontal, por medio de un eje rotatorio desbalanceado que gira a 1000 r.p.m., aprox. Los harneros vibratorios son los más ampliamente usados y en su accionar se induce la vibración vertical, ya sea por la rotación de un sistema recíproco mecánico o, preferentemente, por la acción directa sobre el harnero de un electro-imán.

Ancho x largo (A x L):  
122 x 366 cm a 244 x 610 cm



# *Harneo*

---

Un harnero puede constar normalmente de una, dos o tres bandejas soportantes de mallas, ordenadas de mayor a menor abertura. Las aplicaciones más usuales para cada caso son las siguientes:

- ◆ **Una bandeja.-**

Para una alimentación y dos productos.

- ◆ **Dos bandejas.-**

a) Para una alimentación y tres productos

b) Para una alimentación y dos productos, con malla de protección.

- ◆ **Tres bandejas.-**

Para una alimentación y tres productos, con malla de protección.



# Harneo

## ❖ Eficiencia de Harneo

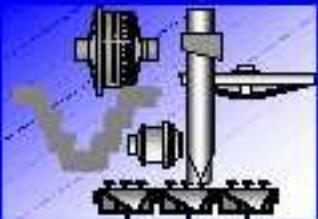
La eficiencia de harneo se define como el porcentaje de mineral bajotamaño, presente en la alimentación, que se recupera efectivamente en el bajotamaño del harnero, es decir:

$$E [\%] = \left( \frac{\text{Material que pasa bajo la abertura}}{\text{Material que debería pasar}} \right) 100$$

$$E [\%] = \left( \frac{G_{SU}}{G_{SA} F_{UA}(h)} \right) 100$$

También es posible expresar la eficiencia sólo en función de la granulometría según:

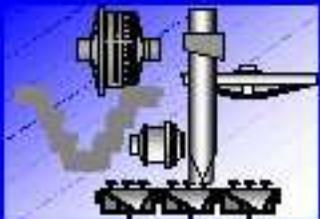
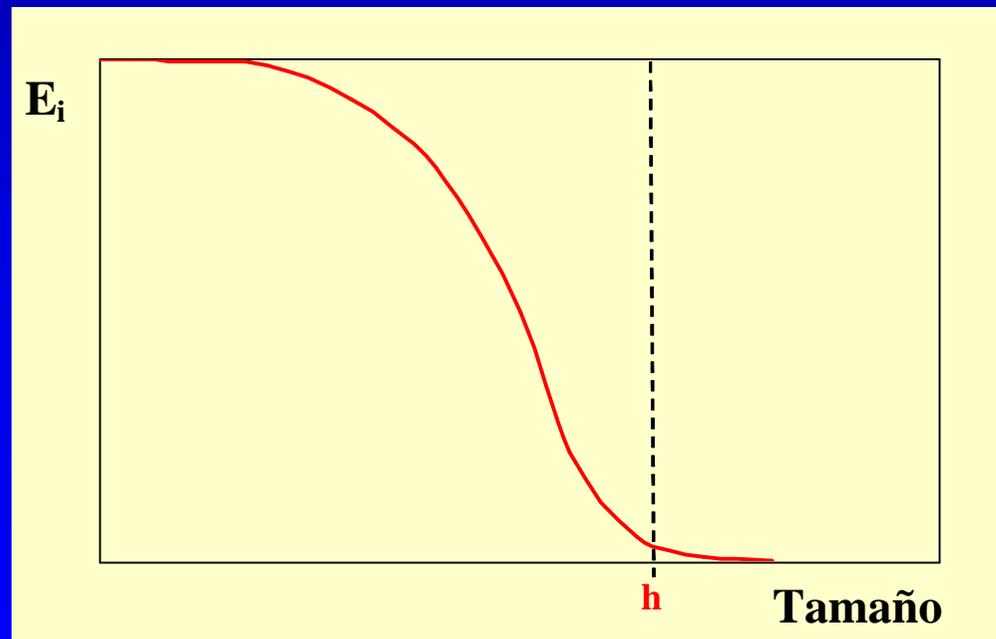
$$E [\%] = \left( \frac{F_{UO}(h) - F_{UA}(h)}{F_{UA}(h) (F_{UO}(h) - F_{UU}(h))} \right) 100$$



# Harneo

También es posible expresar la eficiencia por tamaño según:

$$E_i [\%] = \left( \frac{G_{SU} f_{iU}}{G_{SA} f_{iA}} \right) 100, \quad \forall i \leq h$$



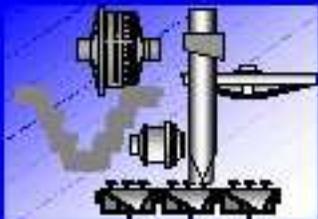
# Harneo

---

El dimensionamiento de los harneros se basa en determinar el área de harneo necesaria, por la vía de relacionar la cantidad de finos a ser removidos por un harnero de abertura dada y para una cierta capacidad de tratamiento ( $G_{SA}$ ), con una capacidad básica obtenida de catálogos para condiciones estándar con mallas de diferentes aberturas.

El ajuste para pasar de las condiciones estándar a las condiciones operacionales, requiere corregir principalmente por:

- ◆ Densidad aparente del mineral
- ◆ Granulometría de la alimentación (bajo tamaño y muy finos)
- ◆ Factores que afectan la eficiencia (forma, humedad, adhesividad, etc.)
- ◆ Posición de la bandeja
- ◆ Material de la malla (metal, plástico o goma)
- ◆ Forma de la abertura (cuadrada, rectangular o paralela)



# Auxiliares

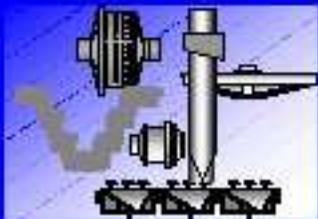
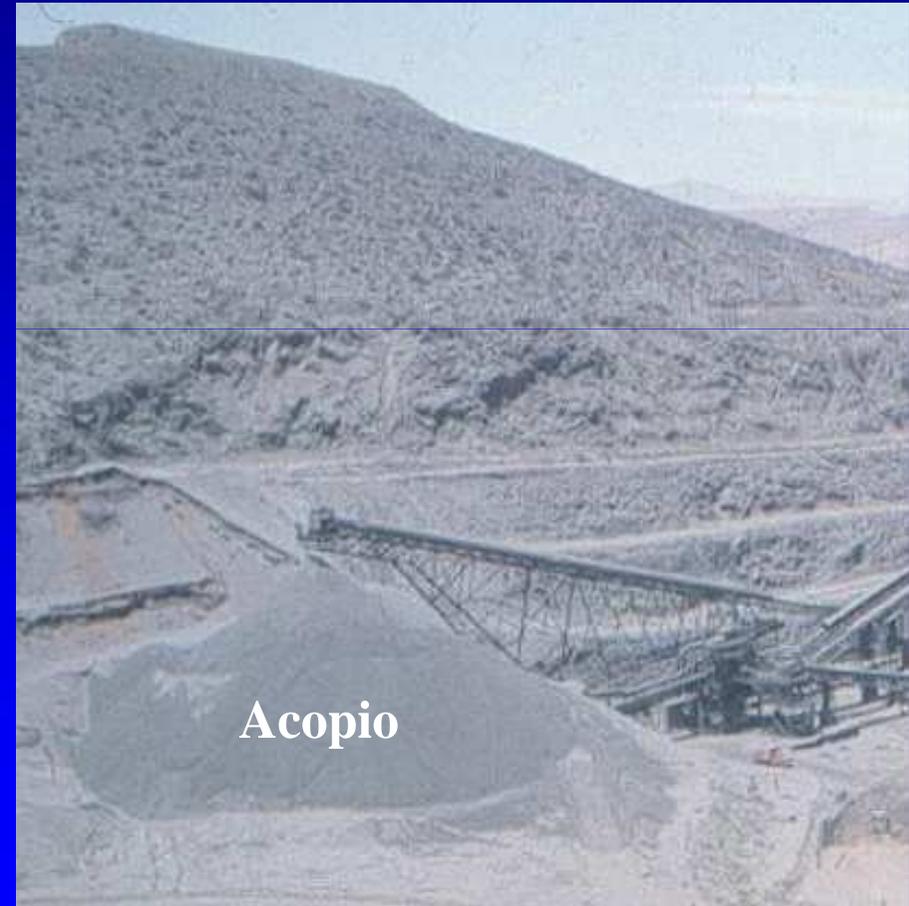
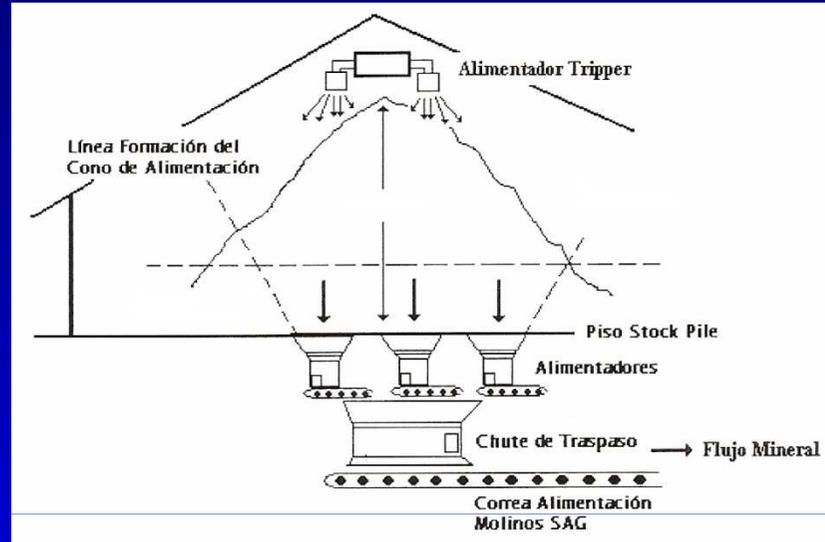
---

## ❖ Acopios (stock piles)

- ◆ Cumplen el rol de almacenar minerales para dar continuidad operacional ante mantenimientos preventivos o correctivos o ante fallas del suministro de minerales.
- ◆ Normalmente se almacena en ellos el tonelaje de un día de operaciones.
- ◆ Generan segregación provocando variabilidad granulométrica, dilución de minerales y retardos en la secuencia de tratamiento del mineral.
- ◆ Las variables del mineral más relevantes son:
  - ♣ densidad aparente
  - ♣ ángulo de talud estático o de reposo.



# Auxiliares

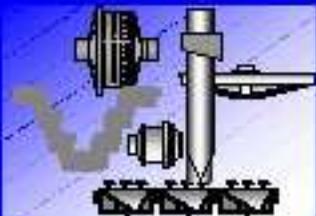


# Auxiliares

---

## ❖ Correas transportadoras

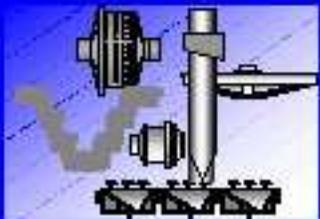
- ◆ Constituyen el medio de transporte de minerales en la planta de chancado.
- ◆ Se dimensionan en función de la geometría del lugar (elevación y distancia), del tonelaje a transportar y de variables características del mineral.
- ◆ Las variables de diseño más importantes son el ancho, la velocidad y el ángulo de acanalamiento de la correa, la tensión y la potencia del motor.
- ◆ Las variables del mineral más relevantes son:
  - ♣ densidad aparente
  - ♣ ángulo de sobrecarga  $\approx$  ángulo de reposo  $- 15^\circ$
  - ♣ granulometría ( $d_{100}$  y ancho de la distribución de tamaños)
  - ♣ abrasividad del mineral



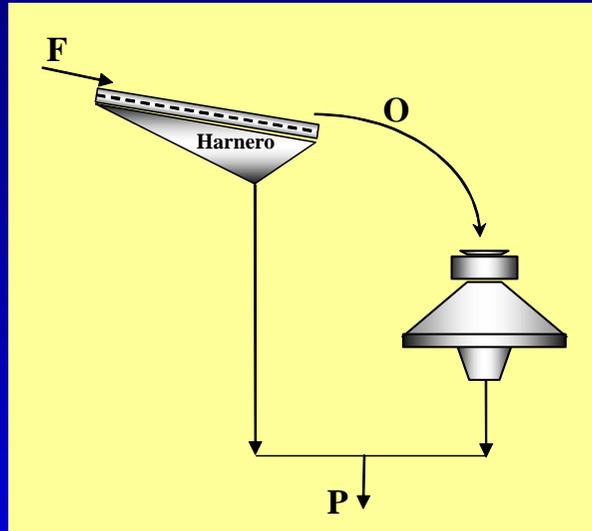
# Auxiliares

---

## Correas transportadoras

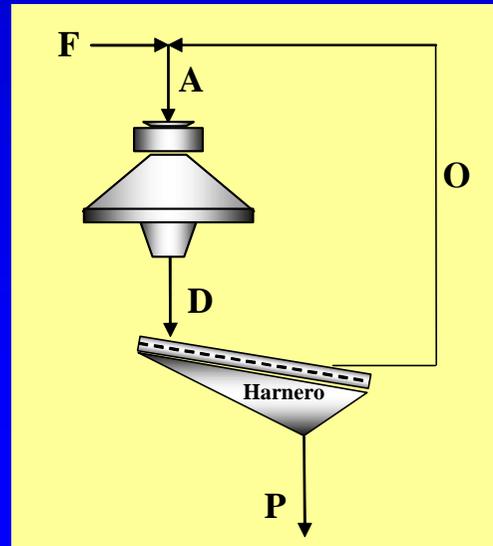


# Configuraciones chancador - harnero



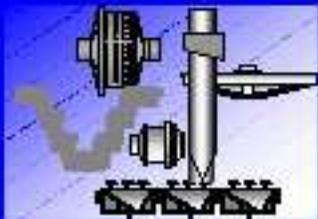
## Circuito Abierto

Este ordenamiento, típicamente usado en la etapa de chancado secundario, permite optimizar el chancado, evitando la sobre reducción de tamaños y destinando el chancador sólo al mineral más grueso.

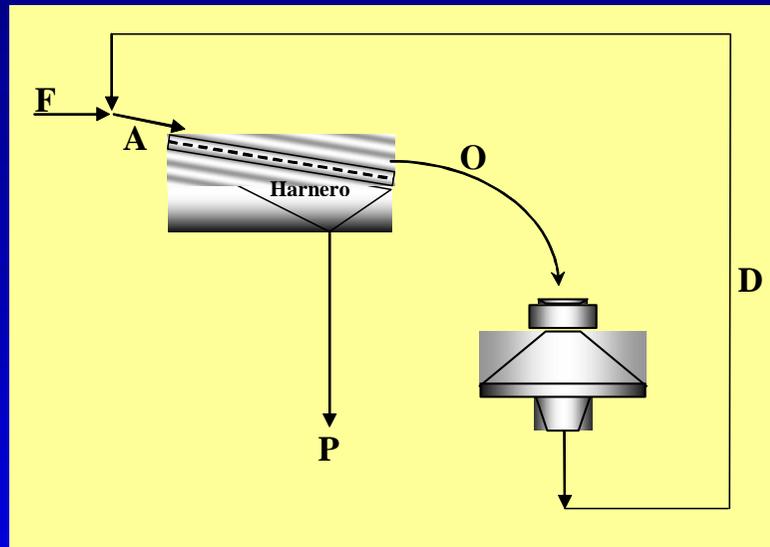


## Circuito cerrado directo

Esta configuración, usada en chancado terciario, permite asegurar el tamaño máximo del producto.

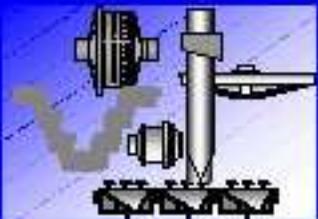


## Configuraciones chancador - harnero

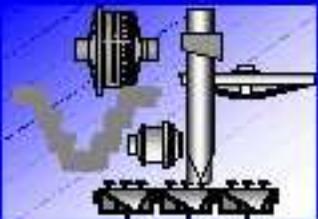
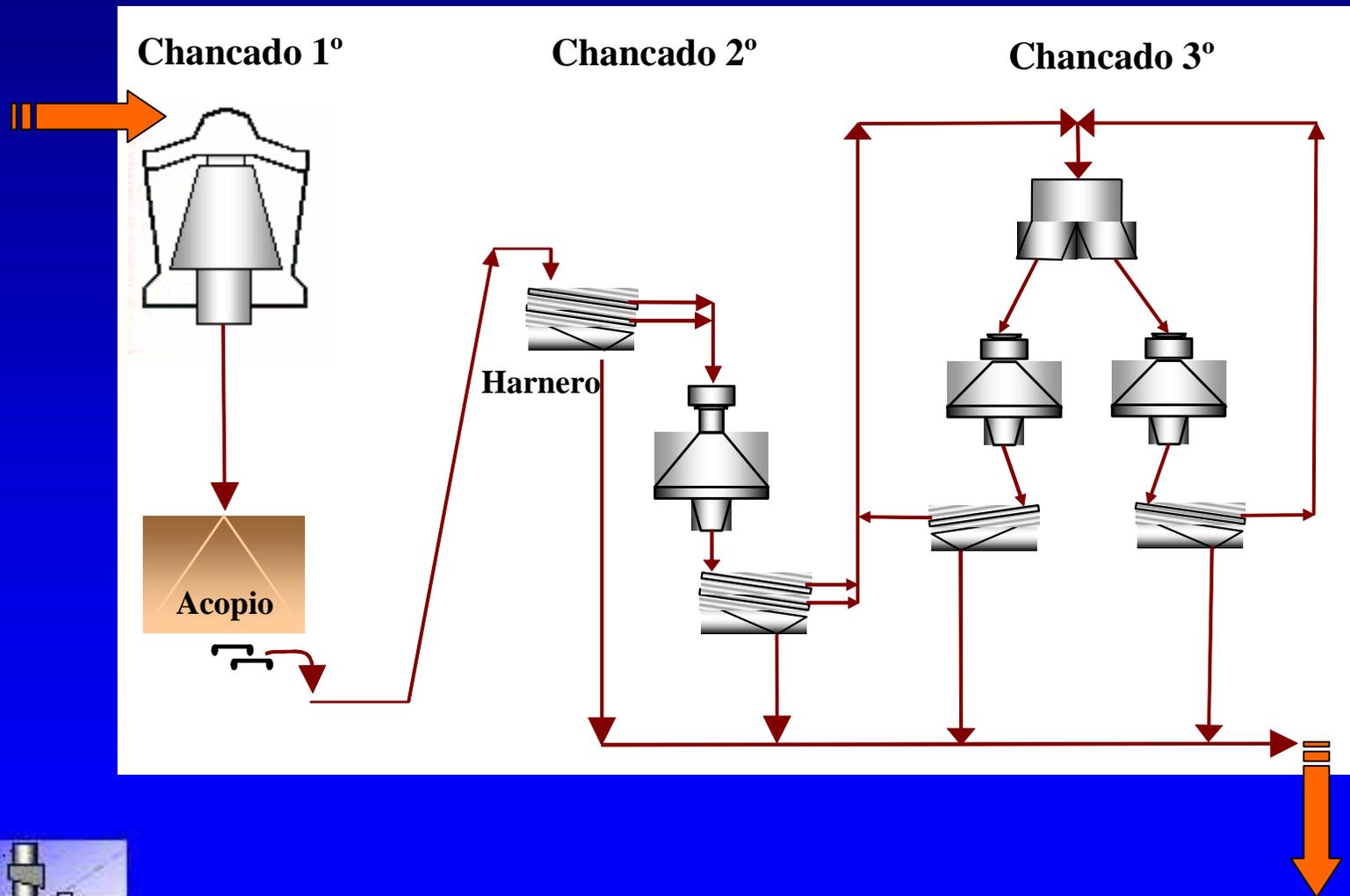


### Circuito cerrado inverso

Esta configuración, la más usada en la etapa de chancado terciario, permite, junto con asegurar el tamaño máximo del producto, evitar la sobre reducción de tamaños, destinando el chancador sólo al mineral más grueso.



# Circuito de Chancado Típico



# Balances

Balance en la alimentación del harnero:

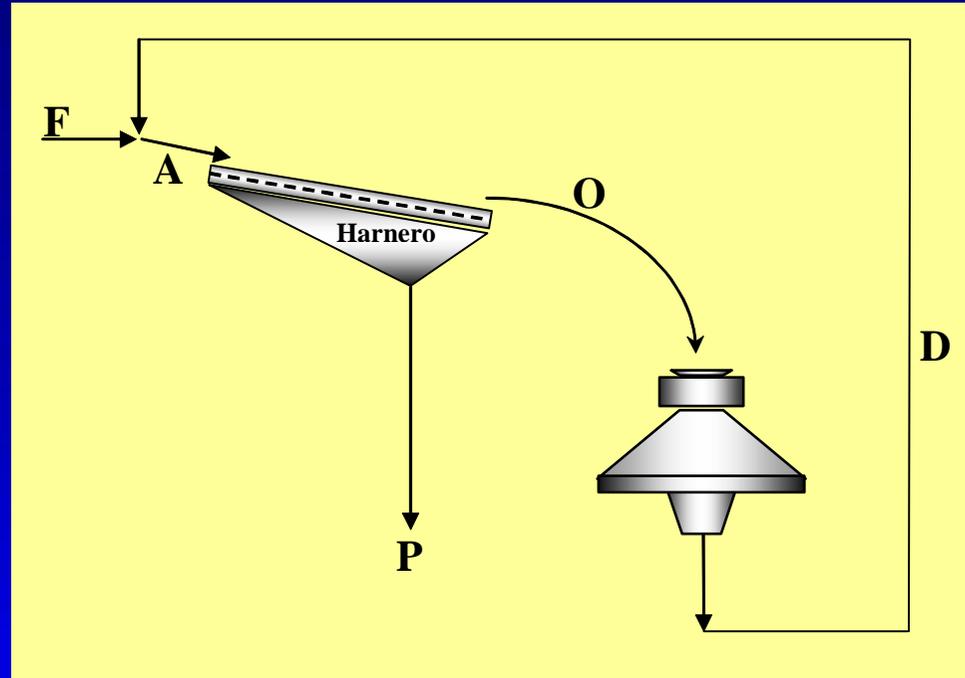
$$G_{SA} = G_{SF} + G_{SD}$$

$$G_{SA} f_{iA} = G_{SF} f_{iF} + G_{SD} f_{iD}$$

Balance en el harnero:

$$G_{SA} = G_{SO} + G_{SP}$$

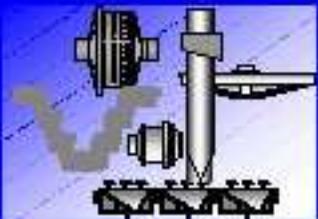
$$G_{SA} f_{iA} = G_{SO} f_{iO} + G_{SP} f_{iP}$$



en el equilibrio:

$$G_{SO} = G_{SD}$$

$$G_{SF} = G_{SP}$$



## Indicadores de proceso

Carga circulante del circuito:

$$CC = \frac{G_{SD}}{G_{SF}} 100 = \frac{G_{SO}}{G_{SP}} 100 = \frac{(f_{iP} - f_{iA})}{(f_{iA} - f_{iO})} 100$$

Valores normales: 70 – 120%

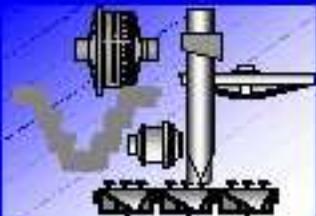
Se compara contra sí misma en estudios de tendencia

Eficiencia del harnero:

$$E_i = \frac{f_{iP}}{f_{iA} (1 + CC / 100)} 100 = \frac{f_{iP} (f_{iA} - f_{iO})}{f_{iA} (f_{iP} - f_{iO})} 100$$

Se compara contra sí misma en estudios de tendencia

Permite detectar condiciones anómalas de harneo



## Indicadores de proceso

Razón de reducción del chancador:

$$R_{80} = \frac{d_{80,o}}{d_{80,D}} = \frac{F_{80}}{P_{80}}$$

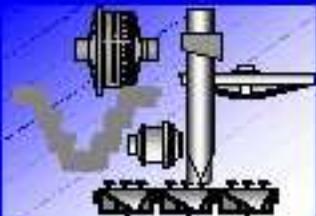
Valores normales: 4 – 6

Se compara contra sí misma en estudios de tendencia o con líneas paralelas equivalentes.

Índice de trabajo operacional:

$$W_{i,OP} = \frac{P_C / G_{SO}}{10 \left( \frac{1}{\sqrt{d_{80,D}} - \sqrt{d_{80,O}}} \right)}$$

Se compara contra sí mismo en estudios de tendencia o con el índice de trabajo de laboratorio del mineral que se está tratando.

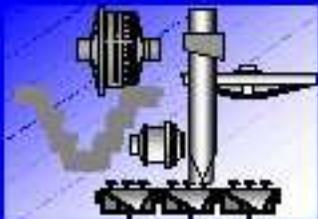


## *Variables Principales del Proceso*

---

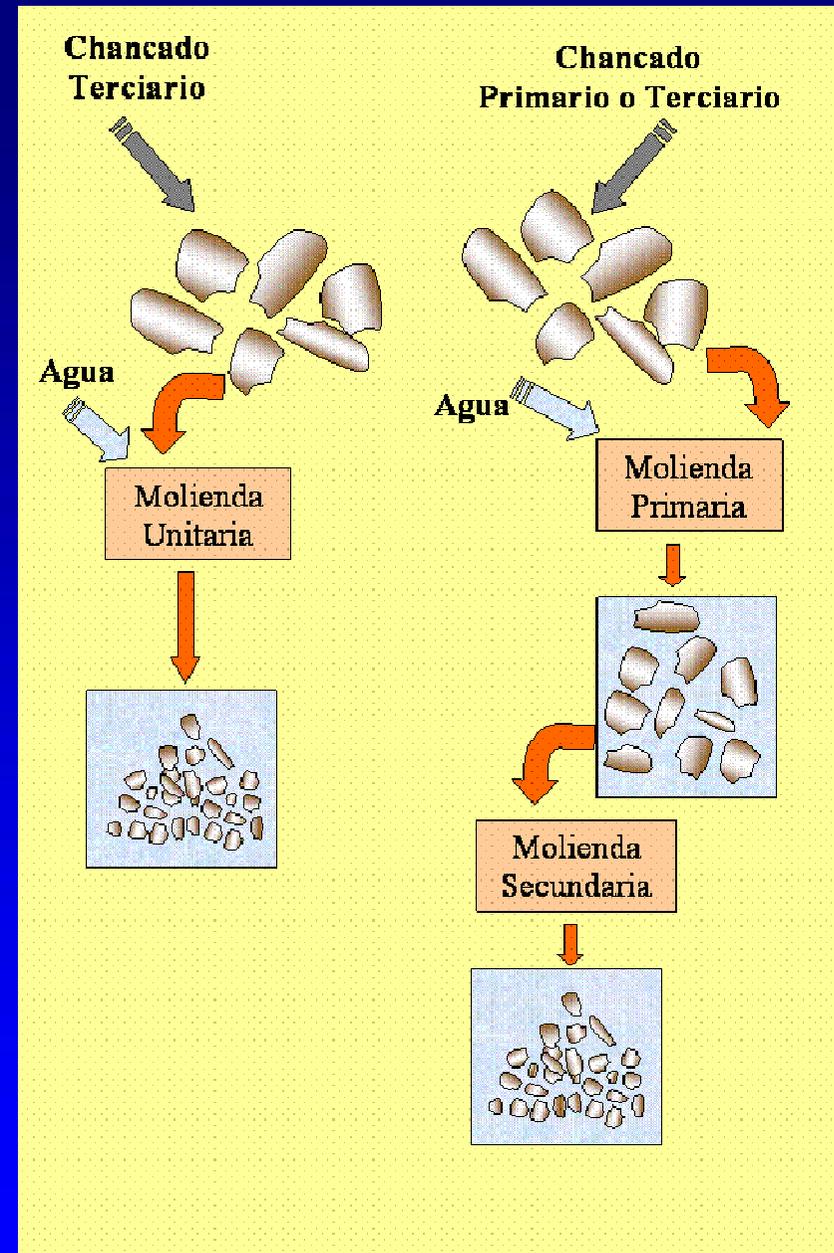
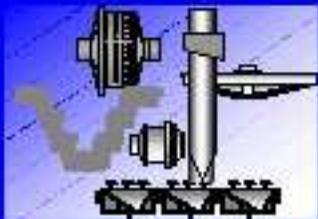
Además del tonelaje a tratar,  $G_S$ , una serie de características del mineral y otras variables asociadas, son determinantes en el proceso de chancado de minerales. Las más relevantes son:

- ◆ Chancabilidad del mineral:  $W_i$  [kWh/t<sub>c</sub>].
- ◆ Granulometrías:  $d_{100}$ ,  $d_{80}$ , ancho de la distribución, % de finos.
- ◆ Densidad aparente del mineral.
- ◆ Abrasividad del mineral:  $A_i$ .
- ◆ Forma de las partículas:  $\alpha_V$ .
- ◆ Ángulo de reposo.
- ◆ Humedad y adhesividad del mineral.



# Molienda

- La molienda es la segunda parte de los procesos de conminución. Generalmente es una operación en húmedo y usualmente realizada en 1 o 2 etapas.
- El mineral chancado proviene normalmente de las etapas de chancado primario o terciario (con granulometrías del orden de 20 cm o 1 cm) y el producto final requerido variará, según sea la liberación requerida del mineral de que se trate, entre 100 y 300  $\mu\text{m}$ .



# *Molienda*

---

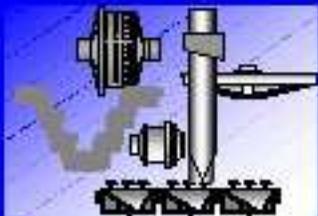
La reducción de tamaño se realiza mediante la combinación de los mecanismos de impacto y abrasión. Esta operación se realiza en tubos cilíndricos o cilindro-cónicos rotatorios, llamados **molinos rotatorios**, caracterizados por su diámetro, **D**, y su largo, **L**.

En el interior del molino se utiliza una carga de **medios de molienda** que se mueven libremente y que, por la fuerza centrífuga generada en la rotación del molino, se elevan en la dirección de la rotación y caen por acción de la gravedad.

La energía potencial,  $E_p$ , es la energía principal utilizada en moler el mineral.

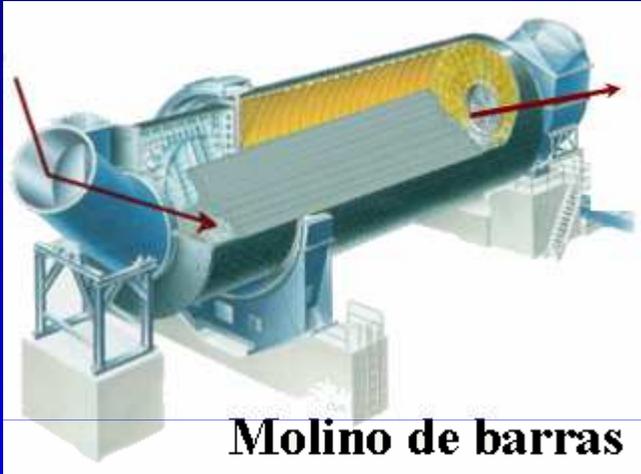
$$E_p = m g h$$

(masa del medio moledor x aceleración de gravedad x altura de caída).

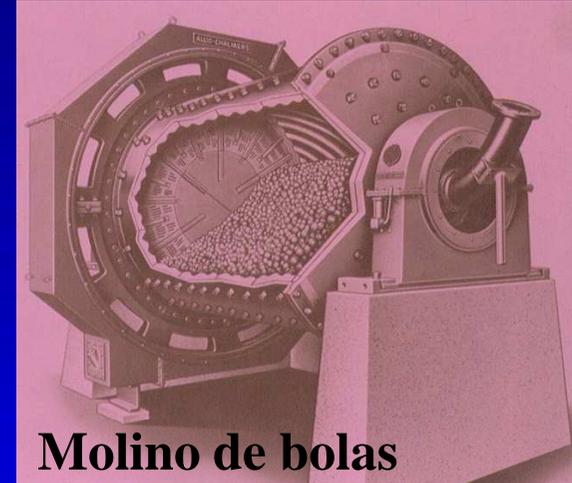


# Molienda

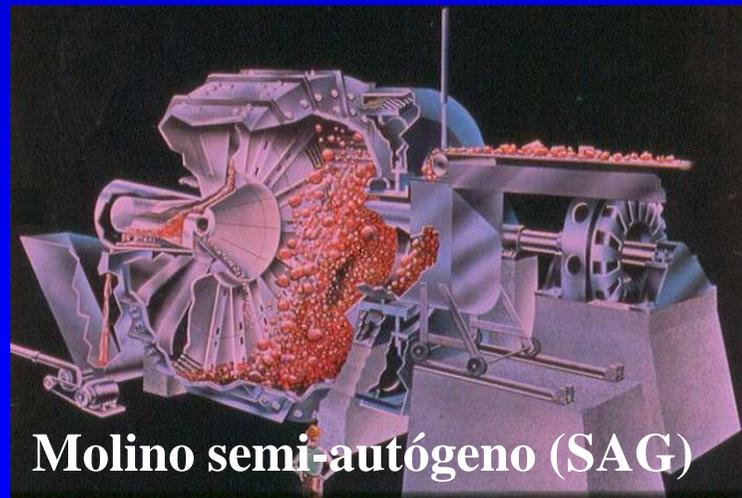
## ❖ Clasificación según el medio moedor



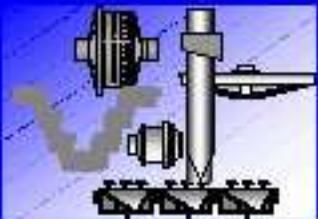
**Molino de barras**



**Molino de bolas**



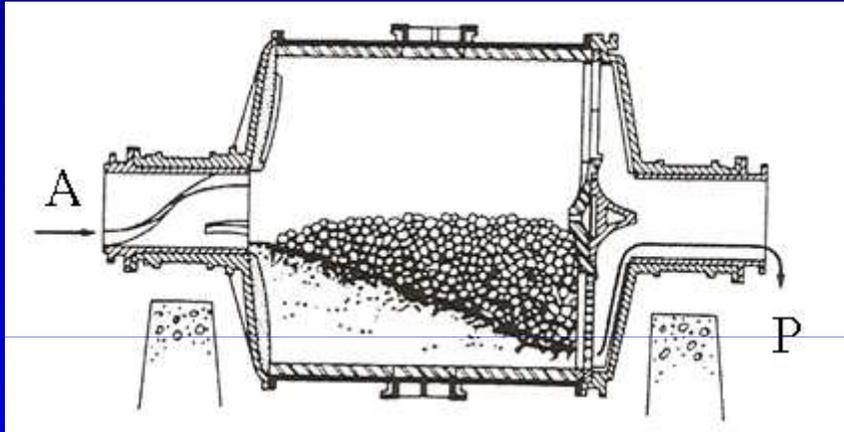
**Molino semi-autógeno (SAG)**



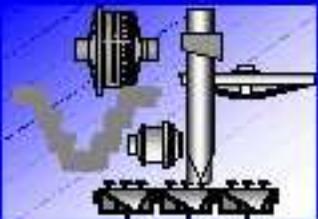
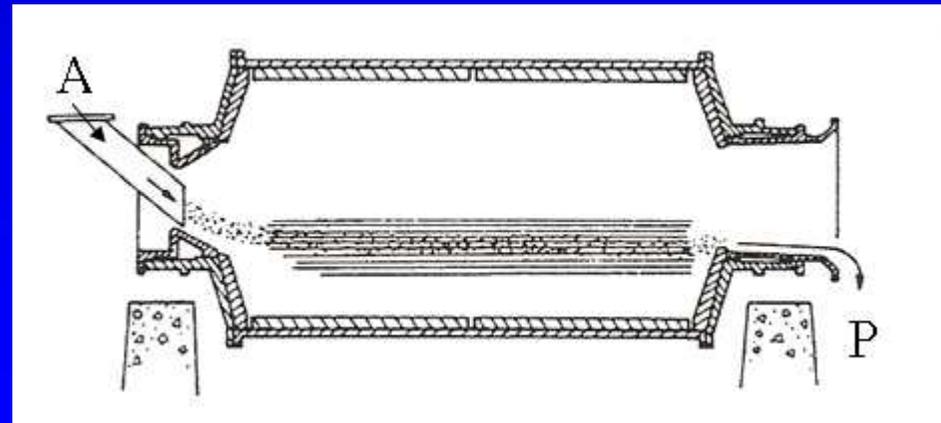
# Molienda

## ❖ Clasificación según la descarga

### Descarga por parrilla



### Descarga por rebalse



# Molienda

- ❖ Movimiento de la carga en molinos rotatorios

**Velocidad crítica,  $v_c$ :**

velocidad a la que se centrifuga la carga

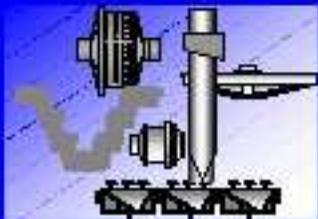
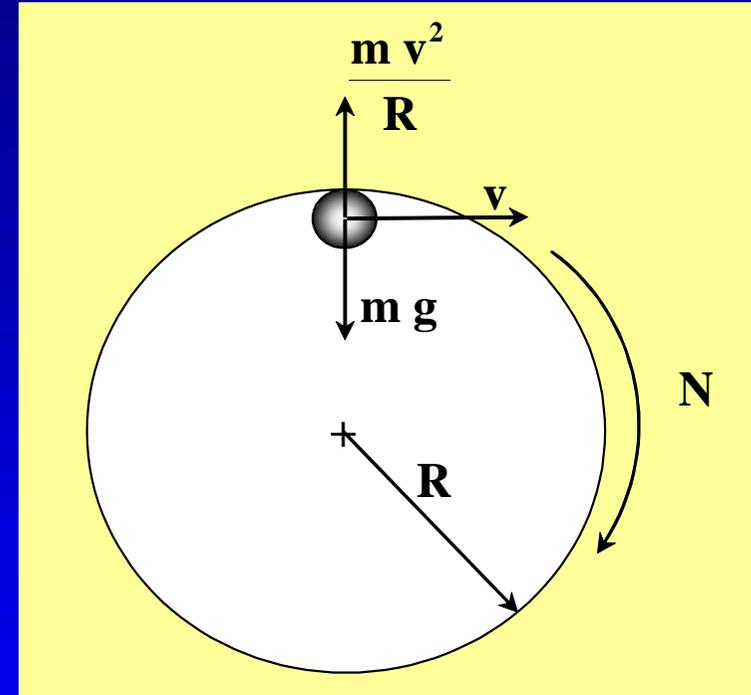
$$\Rightarrow \frac{m v_c^2}{R} = m g$$

$$\Rightarrow v_c = \sqrt{g R} = \sqrt{g \frac{D}{2}}$$

Expresado como velocidad angular,  $N_c$ :

$$N_c = \frac{v_c}{2\pi R} = \frac{42,3}{\sqrt{D}}$$

$D$  [m],  $N_c$  [rpm]



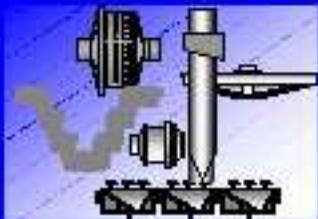
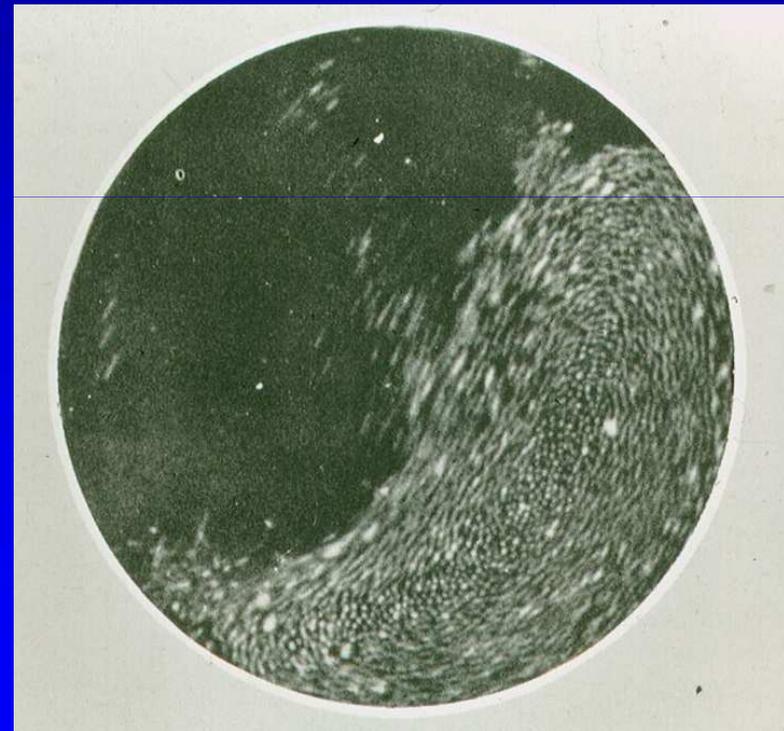
# Molienda

La velocidad de rotación de los molinos se expresa entonces como % de su velocidad crítica.

Se distingue:

- movimiento en cascada (50 – 60 %  $N_c$ )
- movimiento en catarata (60 – 90 %  $N_c$ )

Molino de bolas girando al 70% de  $N_c$



# Molienda

- Tipo de molienda

La molienda se puede realizar en seco o en húmedo ( $C_p$  : 65 – 80%), siendo esta última la más utilizada, como producto del balance entre sus ventajas y desventajas relativas.

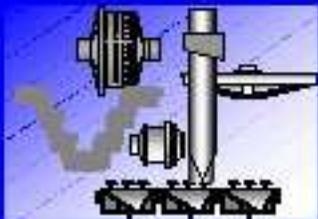
## Ventajas de la molienda húmeda:

- ≈ Menor consumo de energía específica.  
 $W_i$  (en seco)  $\approx$  1,3  $W_i$  (en húmedo).
- ≈ Mayor capacidad de tratamiento
- ≈ No hay problemas de polvo
- ≈ Permite acondicionar reactivos

## Desventajas de la molienda húmeda:

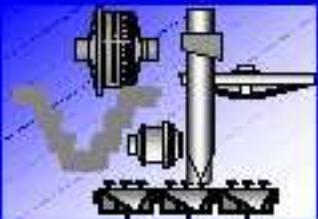
Mayor desgaste, por corrosión, de medios de molienda y revestimientos.  
 $\Rightarrow$  Consumo de acero (en húmedo)  $\approx$  (2 – 10) consumo de acero (en seco).

En consecuencia, se utiliza molienda seca sólo si: se requiere el producto seco, hay problemas de solubilidad del mineral o hay problemas de adhesividad o viscosidad.



# *Molienda*

- Parámetros en la molienda
  - $J$  : fracción de llenado del molino. Fracción del volumen del molino ocupado por la carga de medios de molienda en su forma aparente (incluida la porosidad).
  - $\epsilon$  : porosidad de la carga de molienda. Volumen de huecos dividido por el volumen aparente de la carga.
  - $H$  : holdup de mineral. Masa de mineral en el interior del molino (constante en el equilibrio).
  - $L/D$  : razón largo diámetro del molino.



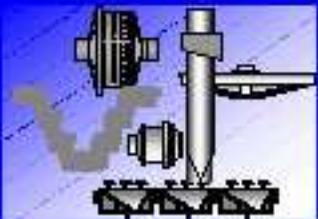
# Molienda

Relaciones:

$$H = V_{mol} J \varepsilon \rho_T C_p$$

$V_{mol}$  es el volumen interno del molino.

Molino	L/D	J	$\varepsilon$	N/N <sub>c</sub>
Barras	2 - 3	0,3 - 0,40	~ 0,30	65 - 75
Bolas	1 - 2	0,35 - 0,45	~ 0,35	70 - 80
SAG	0,5 - 1	0,3 - 0,35	~ 0,35	65 - 80



# Molienda

## ❖ Molienda Convencional

- Energía – reducción de tamaño, la ecuación de Bond:

$$W = \frac{P_C}{G_S} = 10 W_i \prod_{j=1}^6 E_j \left( \frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right)$$

$W$ , energía específica, en [kWh/t<sub>c</sub>]

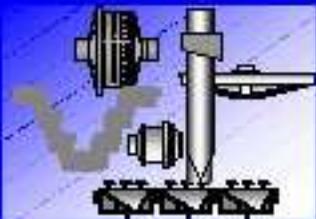
$W_i$ , índice de trabajo, en [kWh/t<sub>c</sub>]

$G_S$ , flujo másico de mineral, en [t<sub>c</sub>/h]

$P_C$ , potencia consumida, en [kW]

$E_j$ , factores de corrección de Bond.

$P_{80}$ ,  $F_{80}$ , tamaños característicos de producto (P) y alimentación (F), en [μm]



# Molienda

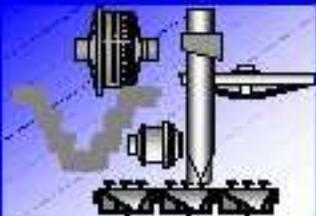
- Factores de corrección de la ecuación de Bond

$E_1$  : corrige por el tipo de molienda.

$$E_1 = \begin{cases} 1 & \text{para molienda húmeda} \\ 1,3 & \text{para molienda seca} \end{cases}$$

$E_2$  : corrige para molinos de bolas en circuito abierto, de acuerdo al % del producto que se desea obtener bajo la malla de comparación del circuito cerrado. Es rara vez usado.

% - malla	$E_2$
60	1,05
70	1,10
80	1,20



# Molienda

$E_3$  : corrige por el diámetro del molino.

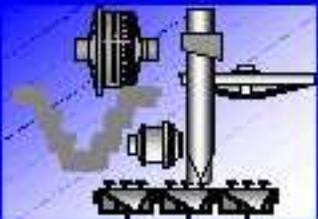
$$E_3 = \left( \frac{2,44}{D} \right)^{0,2} \quad D \text{ [m]}$$

$E_4$  : corrección por sobretamaños en la alimentación. Aplicable a molienda unitaria.

$$E_4 = \begin{cases} 1 & \text{si } F_{80} \leq F_O \\ \frac{R_{80} + (W_i - 7) \left( \frac{F_{80}}{F_O} - 1 \right)}{R_{80}} & \text{si } F_{80} > F_O \end{cases}$$

$$R_{80} = F_{80} / P_{80}$$

$$\text{Para molinos de bolas: } F_O = 4.000 \sqrt{\frac{13}{W_i}}$$



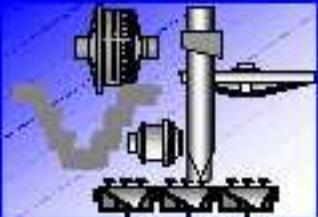
# Molienda

$E_5$  : corrige por producción de finos.

$$E_5 = \begin{cases} 1 & \text{si } P_{80} \geq 70 \mu\text{m} \\ \frac{P_{80} + 10,3}{1,145 P_{80}} & \text{si } P_{80} < 70 \mu\text{m} \end{cases}$$

$E_6$  : corrección por razón de reducción, para molinos de bolas.

$$E_6 = \begin{cases} 1 & \text{si } R_{80} \geq 6 \\ \frac{R_{80} - 1,22}{R_{80} - 1,35} & \text{si } R_{80} < 6 \end{cases}$$



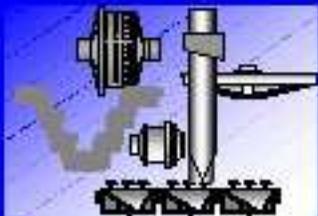
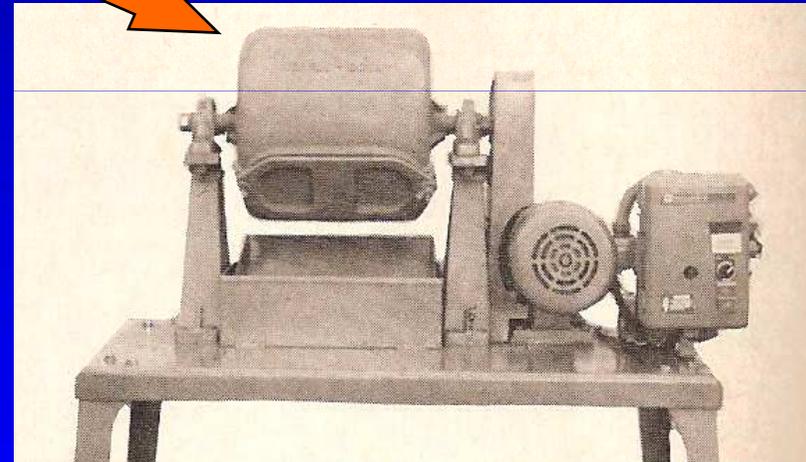
# *Molienda*

- **Índices de molienda:**

Existen dos índices, uno para molienda de barras de mucho menor uso, y uno para molienda de bolas de gran aplicación, por lo que se describe a continuación

Se utiliza el **molino estándar de Bond, para molienda de bolas:**

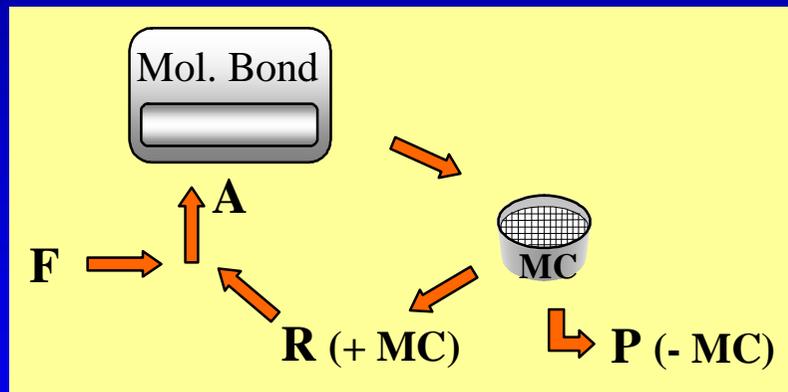
- Muestras representativas, mineral, 100% - 6#.
- Peso de 700 cm<sup>3</sup> (aparente).
- Carga estándar de bolas (20,125 kg).
- Molienda en seco.



# Molienda

## Test de Bond, molienda de bolas:

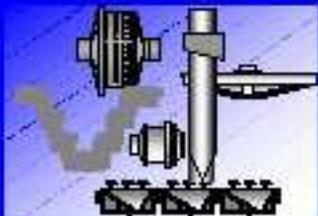
Busca obtener una carga circulante del 250% en un circuito cerrado, simulado en el laboratorio con el molino estándar de Bond y tamices de una malla prefijada (malla de corte, MC) para representar el producto de molienda requerido.



$$CC = R / F, \quad A = F + R = F (1 + CC).$$

$$CC = 2,5 \Rightarrow F = A / 3,5.$$

Se muele por períodos, durante un número predeterminado de vueltas del molino, reemplazando el fino (- MC) producido entre períodos por carga de mineral fresco en igual masa.



## Molienda

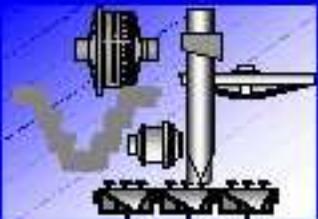
Se utiliza los resultados de cada período (gramos netos producidos por revolución del molino, Gbp) para determinar el nuevo número de revoluciones, buscando obtener una carga circulante del 250% o equivalentemente un producto de masa  $P = F = A / 3,5$ , en un procedimiento convergente, con un criterio de término predefinido.

Terminado el procedimiento, se obtiene el Gbp promedio de los últimos 3 períodos y se determina el  $P_{80}$  del compósito de los últimos 3 productos - MC.

El índice de Bond, para molienda de bolas,  $W_i$  se determina con:

$$W_i = \frac{44,5}{(P_1)^{0,23} (Gbp)^{0,82} 10 \left( \frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right)}$$

$P_1$  es la abertura de la malla de corte MC en  $\mu\text{m}$



# Molienda

Índices de molienda promedio de algunos minerales:

Mineral/material	$W_i$ [kWh/t <sub>c</sub> ]
Minerales de cobre	13,13
Feldespatos	11,67
Minerales de oro	14,83
Minerales de hierro	15,44
Minerales de plomo – cinc	11,30
Minerales de molibdeno	12,97
Cuarzo	12,77
Escoria	15,76



# Molienda

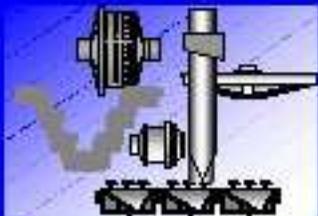
La determinación de cuántos molinos y de qué tamaño ( $D$ ,  $L$ ,  $P_{\text{MOTOR}}$ ) se requieren en una cierta aplicación, es función, principalmente, de los siguiente factores:

- ≈ Capacidad de tratamiento
- ≈ Disponibilidad
- ≈ Número de líneas en paralelo
- ≈ Tamaños de la alimentación,  $F_{80}$
- ≈ Tamaño requerido del producto,  $P_{80}$
- ≈ Moliendabilidad del mineral,  $W_i$

La ecuación de Bond relaciona estos factores con los tres parámetros de diseño a determinar ( $D$ ,  $L$ ,  $P_{\text{MOTOR}}$ ).

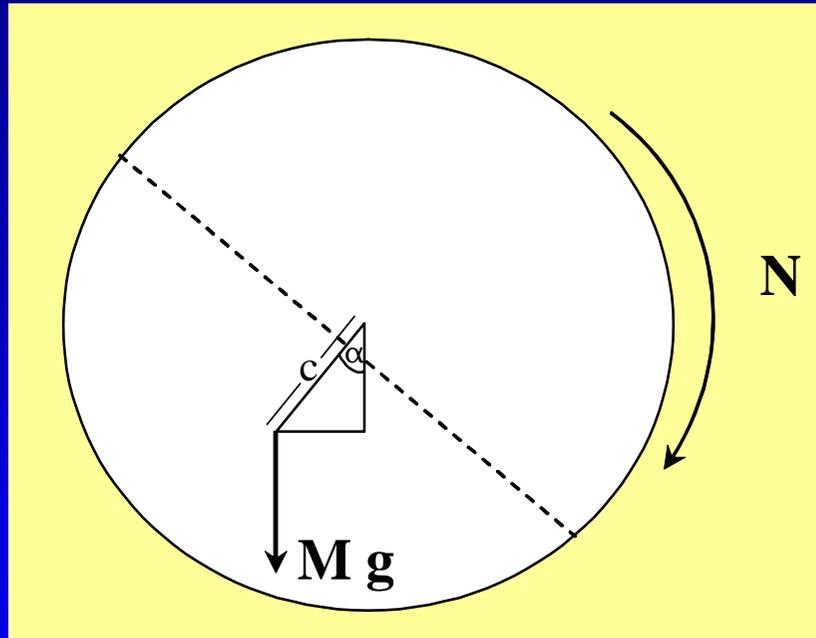
D x L: Barras (3,0 x 5,5 m a 4,6 x 6,4 m) – Bolas (1,5 x 2,4 m a 7,9 x 12,5 m)

Otra ecuación que relaciona estos parámetros y que complementa el dimensionamiento de estos equipos, se obtiene al analizar la mecánica del movimiento de un molino y su carga.



# Molienda

Potencia por consideraciones mecánicas:



Potencia = Torque  $\times$  Velocidad de rotación

Velocidad =  $2 \pi N$

Torque =  $M g c \text{ sen } \alpha$

$M = f_1(D, L, J, \varepsilon, \rho_{\text{carga}}, \rho_S, C_p)$

$c = f_2(D, J, N)$

$\alpha = f_3(N)$



## Molienda

Este análisis permite establecer ecuaciones predictivas de la potencia consumida por los molinos. Para el caso de un molino de bolas, resulta:

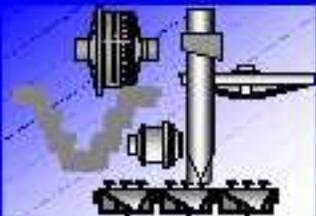
$$KW_b = 4,879 D^{0,3} (3,2 - 3J) \frac{N}{N_c} \left( 1 - \frac{0,1}{2 \left( 9 - 10 \frac{N}{N_c} \right)} \right) + S_s$$

$D$  [m],  $KW_b$  [kW/t de bolas]

Para molinos de bolas con  $D > 10$  pies, el tamaño máximo de bolas, afecta a la potencia como indica el factor  $S_s$ :

$$S_s = 1,102 \left( \frac{B - 12,5D}{50,8} \right)$$

$D$  [m],  $B$  [mm]



# Molienda

- Acero en la molienda convencional

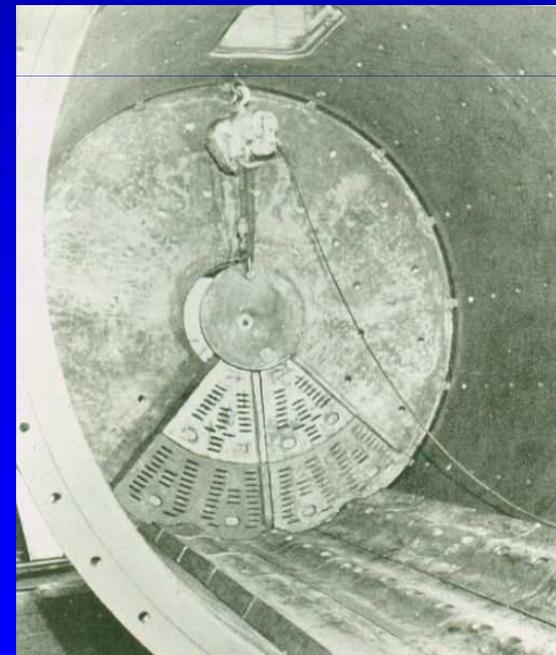
En la molienda se consume acero en dos ítems: medios de molienda y revestimientos. Como en general la molienda se realiza en húmedo, al desgaste por abrasión se suma el causado por la corrosión. El desgaste de ambos ítems se estima en términos de libras de acero por kWh de energía consumida,  $c$  [lb/kWh], en función del índice de abrasión del mineral, por medio de relaciones empíricas que, para molienda de bolas son:

$$\text{Bolas} \quad : \quad c = 0,35 (A_i - 0,015)^{0,33}$$

$$\text{Revestimientos} \quad : \quad c = 0,026 (A_i - 0,015)^{0,3}$$

El revestimiento cumple además una función de levante de los medios de molienda:

**lifters**



# *Molienda*

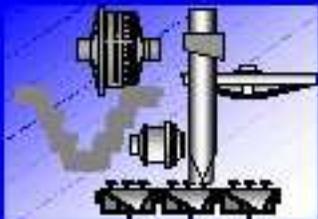
---

- **Circuitos de molienda convencional**

Como ya se dijo, existen dos variantes en operaciones: la molienda convencional de dos etapas y la molienda convencional unitaria.

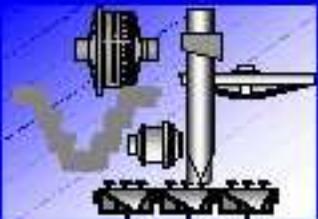
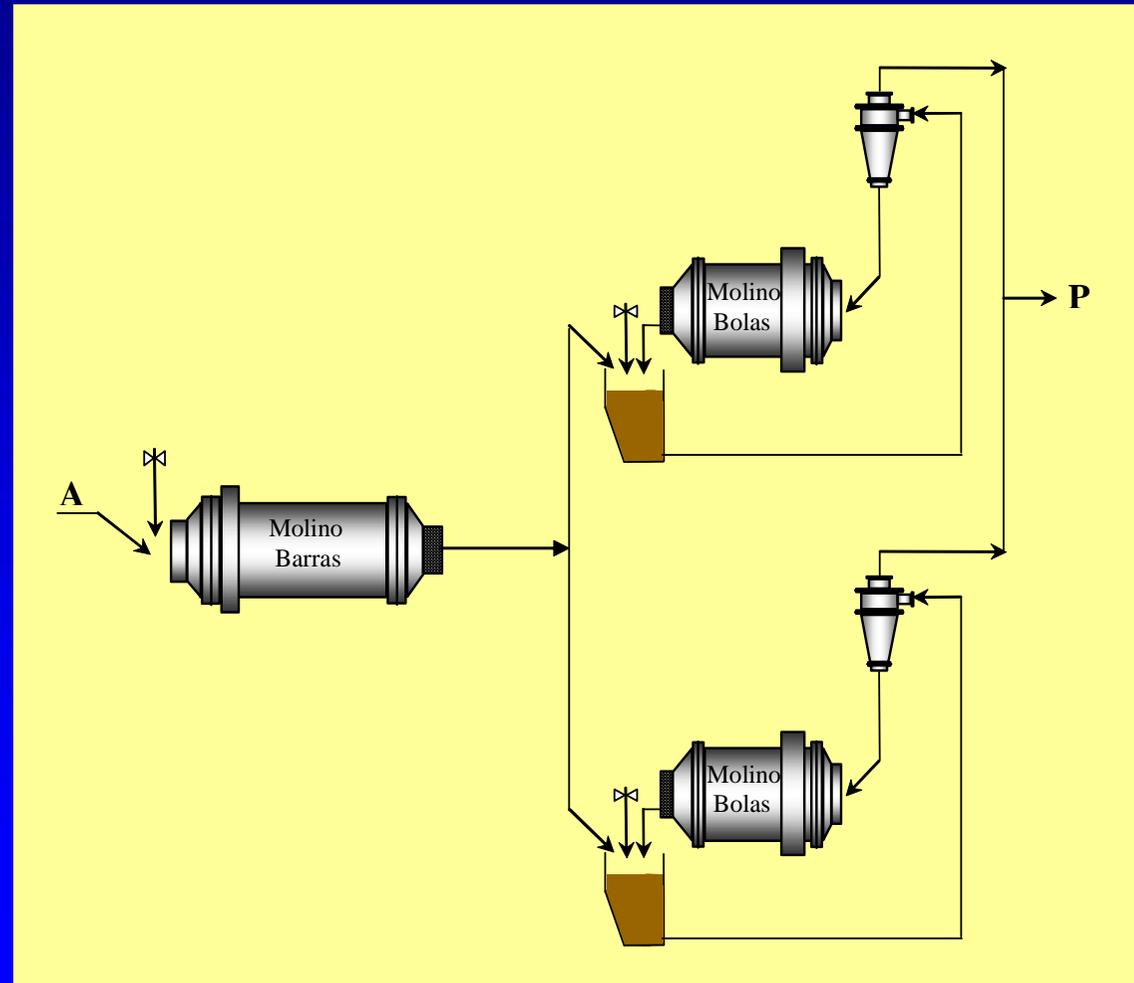
El primer circuito corresponde al diagrama clásico de molienda, el que fue el proceso estándar por muchos años. Los problemas asociados a la molienda de barras, así como el avance tecnológico de los molinos de bolas y la masificación de la molienda SAG, ha ido limitando el uso de esta forma de molienda. En este circuito, como el mineral es molido en la primera etapa, se utiliza en la segunda etapa una clasificación previa (circuito cerrado inverso) que permite enviar al producto final aquella fracción del mineral que ya tiene la granulometría apropiada.

El segundo circuito de gran aceptación actual, comprende una única etapa de molienda convencional de bolas, que por recibir mineral más grueso (proveniente del chancado) debe involucrar molinos de gran diámetro y configurarse con una clasificación posterior a la molienda (circuito cerrado directo).



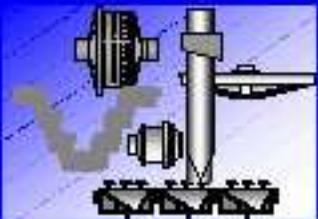
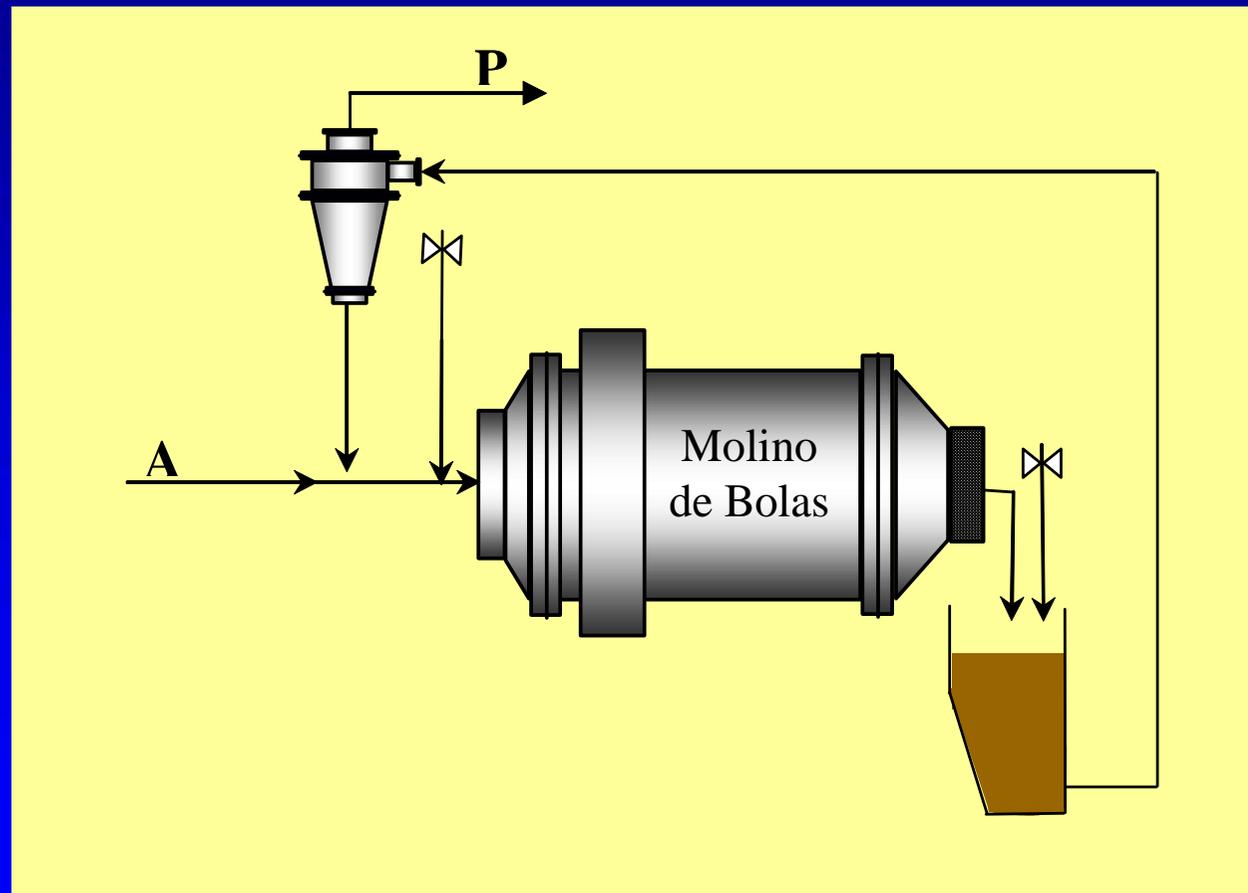
# Molienda

## ➤ Molienda convencional en dos etapas



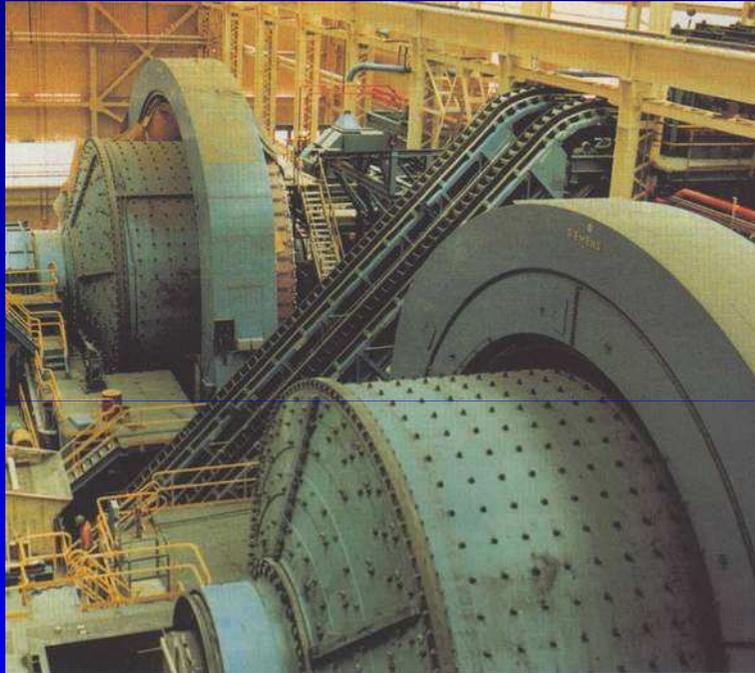
# Molienda

## ➤ Molienda convencional unitaria



# Molienda

## ❖ Molienda Semiautógena, SAG



Molinos rotatorios cilindro – cónicos, con descarga por parrilla.

El total (autógeno) o parte (semiautógeno) de la carga de bolas es reemplazada por colpas del propio mineral como medio de molienda.

D x L: 5,5 x 1,5 m a 11,0 x 5,2 m

Para compensar la pérdida de masa (energía potencial) al sustituir bolas de acero por colpas de menor densidad, se requiere alimentar con colpas de gran tamaño (+ 6") para mantener moliendabilidad.

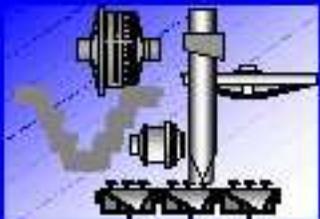


# Molienda

Dos problemas principales son inherentes a la molienda de tipo autógeno: la variabilidad de las colpas (+6”) y la formación de pebbles. Estos últimos comprenden el mineral de granulometría intermedia (-3 + 2”), generalmente formada por la ruptura o abrasión de las colpas, que presenta mayor resistencia a la molienda.

Para compensar la **variabilidad de colpas**, las que son también medios de molienda, se ha privilegiado la molienda semiautógena, así como también la incorporación de una etapa de molienda secundaria en molinos de bolas. Además, se suele recurrir a una regulación de la alimentación al molino SAG, aprovechando la segregación en los stock piles y la multiplicidad de bocas de salida de los mismos.

Los **pebbles** por su parte son removidos del molino SAG a través de parrillas de descarga de aberturas adecuadas (2 – 3”), separados del producto con harneros y chancados (usualmente) en chancadores de conos de cabeza corta, antes de ser retornados al SAG o alimentados a la molienda secundaria.



Una contribución importante a la eficiencia de la molienda SAG se ha alcanzado en muchas faenas, agregándole mineral fino (~ chancado terciario) en su alimentación.

# Molienda

- Energía – reducción de tamaño en molienda SAG

La ecuación de Bond no es aplicable a este tipo de molienda y su validez se limita sólo a la molienda convencional.

Igual que con la molienda convencional, al analizar la mecánica del movimiento de un molino y su carga, es posible deducir una ecuación que relaciona la potencia consumida por un molino y el tamaño del mismo:

$$P = 2,208 D^{2,5} L \rho_{apc} \frac{N}{N_c}$$

$D, L$  [m] y  $\rho_{apc}$  [t/m<sup>3</sup>]

$\Rightarrow P$  [kW]



# Molienda

Para determinar cuántos molinos y de qué tamaño ( $D$ ,  $L$ ,  $P_{MOTOR}$ ) se requieren en una cierta aplicación, es preciso contar con otra ecuación que relacione estos parámetros.

Existen diversos tests que ayudan en la selección de un molino SAG. Algunos sólo sirven para estudiar la factibilidad de usar molienda autógena y otros, en cambio, permiten obtener información para el dimensionamiento de los molinos.

El más importante es el **test piloto en continuo**. En un molino piloto de 6' de diámetro por 2' de largo, se muele muestras representativas del mineral a tratar, hasta alcanzar el producto requerido, midiendo la potencia neta consumida por el molino. Con estos datos, se genera la ecuación de escalamiento:

$$P_{IND} = P_{PILOTO} \frac{L_{IND}}{L_{PILOTO}} \left( \frac{D_{IND}}{D_{PILOTO}} \right)^{2,65} \frac{1}{0,95}$$

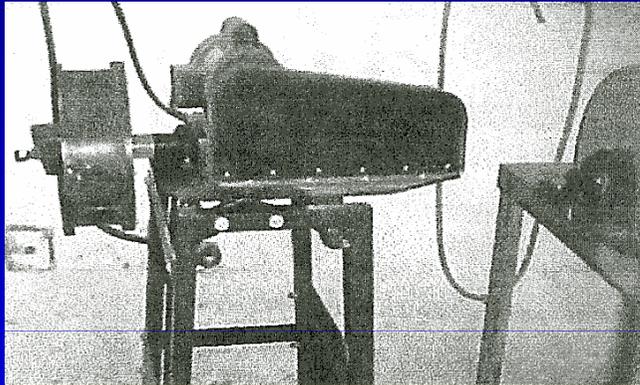
Equivalentemente:

$$\left( \frac{kWh}{t} \right)_{IND} = \left( \frac{kWh}{t} \right)_{PILOTO}$$



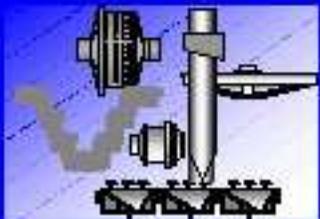
# Molienda

Otro importante ensayo para aportar información es el **test de Starkey**, desarrollado por Minnovex. En un molino de laboratorio de 1' de diámetro por 0,5' de largo, se muele 2 kg de muestras representativas del mineral a tratar, con granulometría de 20% + 1/2".



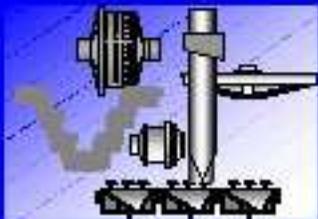
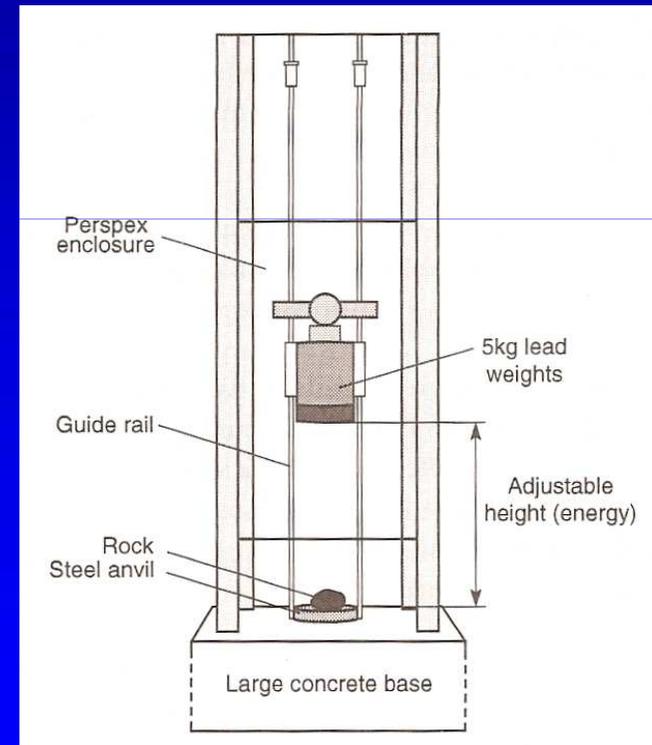
Se busca establecer el tiempo de molienda,  $t^*$ , necesario para obtener un producto con un 80% bajo los 1.700  $\mu\text{m}$  (10 #), en un circuito con un 20% de pebbles. Este tiempo se alcanza generalmente con 4 ciclos de molienda. Este tiempo, dependiendo de la moliendabilidad del mineral está entre 1/2 y 2 1/2 horas. Una vez establecido  $t^*$ , se calcula el consumo de energía específica o SAG Power Index, SPI, como:

$$W [kWh/t] = 0,11 t^* [\text{min}] + 0,9$$



# Molienda

Otro ensayo corresponde al **Drop Weight test**, desarrollado por JKMRC. Es un equipo de laboratorio consistente en una masa de acero (20 – 50 kg) montada en dos rieles. La masa se puede subir o bajar hasta una altura conocida (5 – 100 cm) y soltarla para que caiga por gravedad e impacte una partícula del mineral (10 – 50 mm) puesta en una base de acero, con una energía en el rango 0,01 – 50 kWh/t.



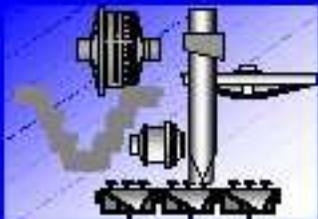
# Molienda

Una muestra del orden de 100 kg de mineral se separa en 5 fracciones de tamaño: -63 +53mm, -45 +37.5mm, -31.5 +26.5mm, -22.4 +19mm y -16 +13.2mm; y de cada fracción se rompen 10 – 30 partículas con tres niveles de energía distintos, dando entonces 15 combinaciones tamaño / energía.

Las distribuciones de tamaños de los productos obtenidos se normalizan con respecto al tamaño de la partícula original, obteniéndose que para un amplio rango de energías, tamaños de partícula y tipos de mineral, las distribuciones relativas permanecen similares en forma y pueden ser descritas por un solo punto de la distribución. JK usa el % pasante de 1/10 del tamaño de la partícula original, denominado  $t_{10}$ .

De esta manera se produce un set de valores de  $t_{10}$  y de energías específicas,  $E_{cs}$  [kWh/t], para las 15 combinaciones estudiadas. La relación entre estos valores se expresa como:

$$t_{10} = A \left( 1 - e^{(-b E_{cs})} \right)$$



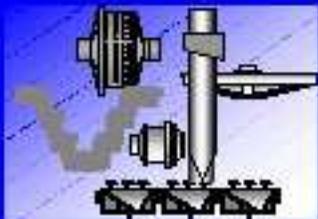
## *Molienda*

En los molinos SAG hay dos mecanismos principales de ruptura: impacto (alta energía) y abrasión (baja energía). JKMRC mide los parámetros de impacto y abrasión usando dos métodos. Los parámetros de ruptura por impacto, A y b, se determinan como ya se indicó.

Para la abrasión el test se realiza en un molino de laboratorio de 30,5 x 30,5 cm, con lifters de 4 x 6 mm. Se procesa 3 kg de partículas -55 +38 mm, por 10 min y se determina el valor de  $t_{10}$  para el producto. La abrasión quedará representada por el parámetro  $t_a$ :

$$t_a = \frac{t_{10}}{10}$$

El JKMRC utiliza estos parámetros en el simulador JKSimMet, junto con detalles de los equipos y de las condiciones operacionales para modelar el rendimiento de los molinos SAG, permitiendo ya sea el diseño de nuevos circuitos o la optimización de los existentes.



# *Molienda*

---

- **Circuitos de molienda SAG**

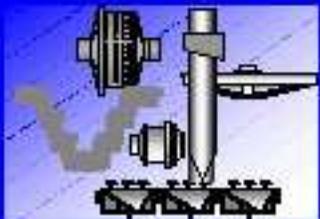
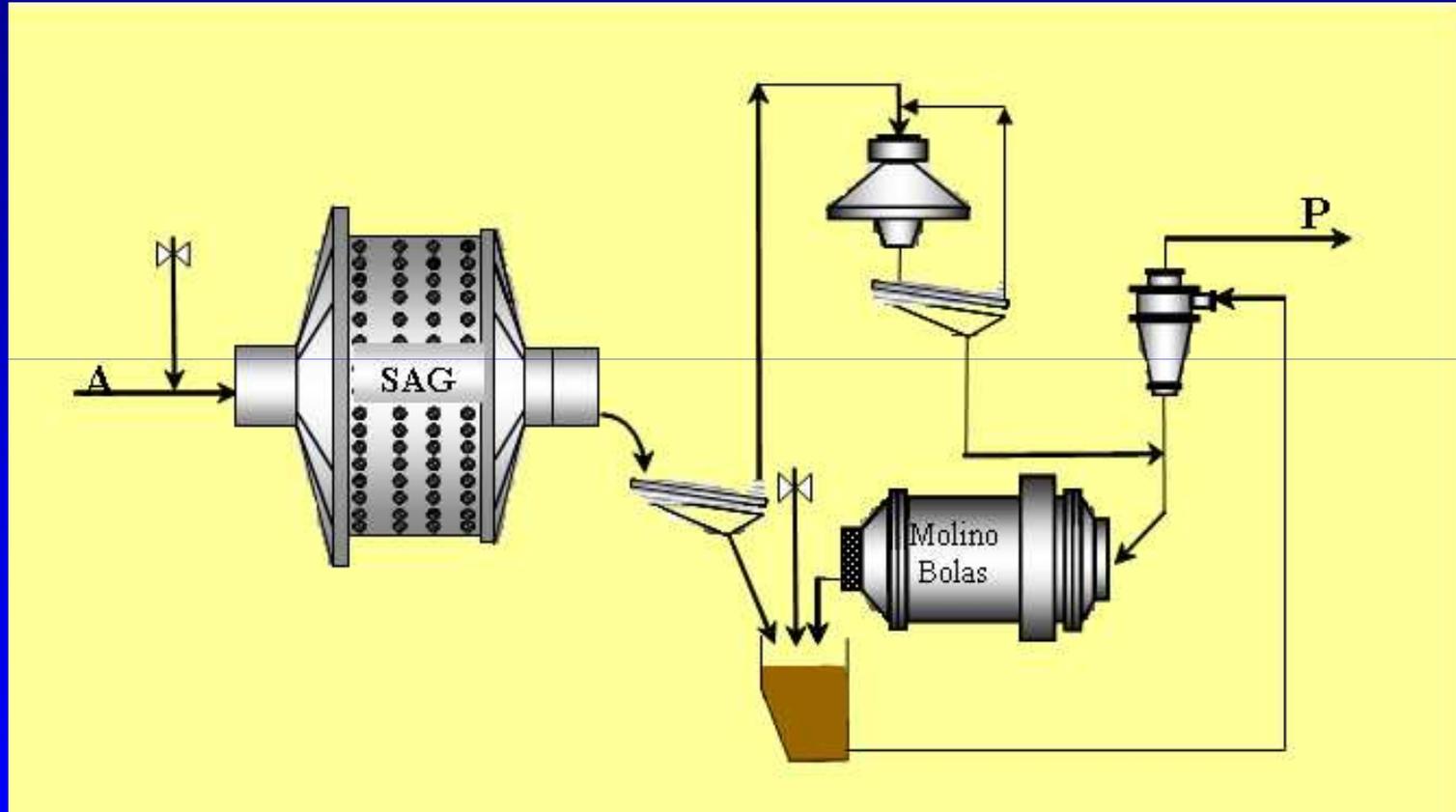
Existen variantes en los circuitos de molienda SAG. Algunos circuitos se realizan en una sola etapa, en circuito cerrado directo con clasificación de pebbles en harnero o trommel (con o sin chancado de pebbles) y de finos en hidrociclones. Otros circuitos comprenden dos etapas de molienda, la primera SAG (en circuito cerrado con harnero solo para los pebbles) y la segunda de bolas (en circuito cerrado inverso con hidrociclones).

Finalmente, en los circuitos más utilizados actualmente se incorpora el chancado de pebbles al circuito en dos etapas ya descrito, con la variante de enviar los pebbles chancados ya sea de retorno al molino SAG (circuito SABC-A) o a la alimentación del molino de bolas (circuito SABC-B).



# Molienda

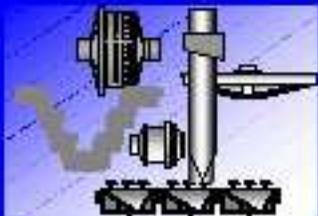
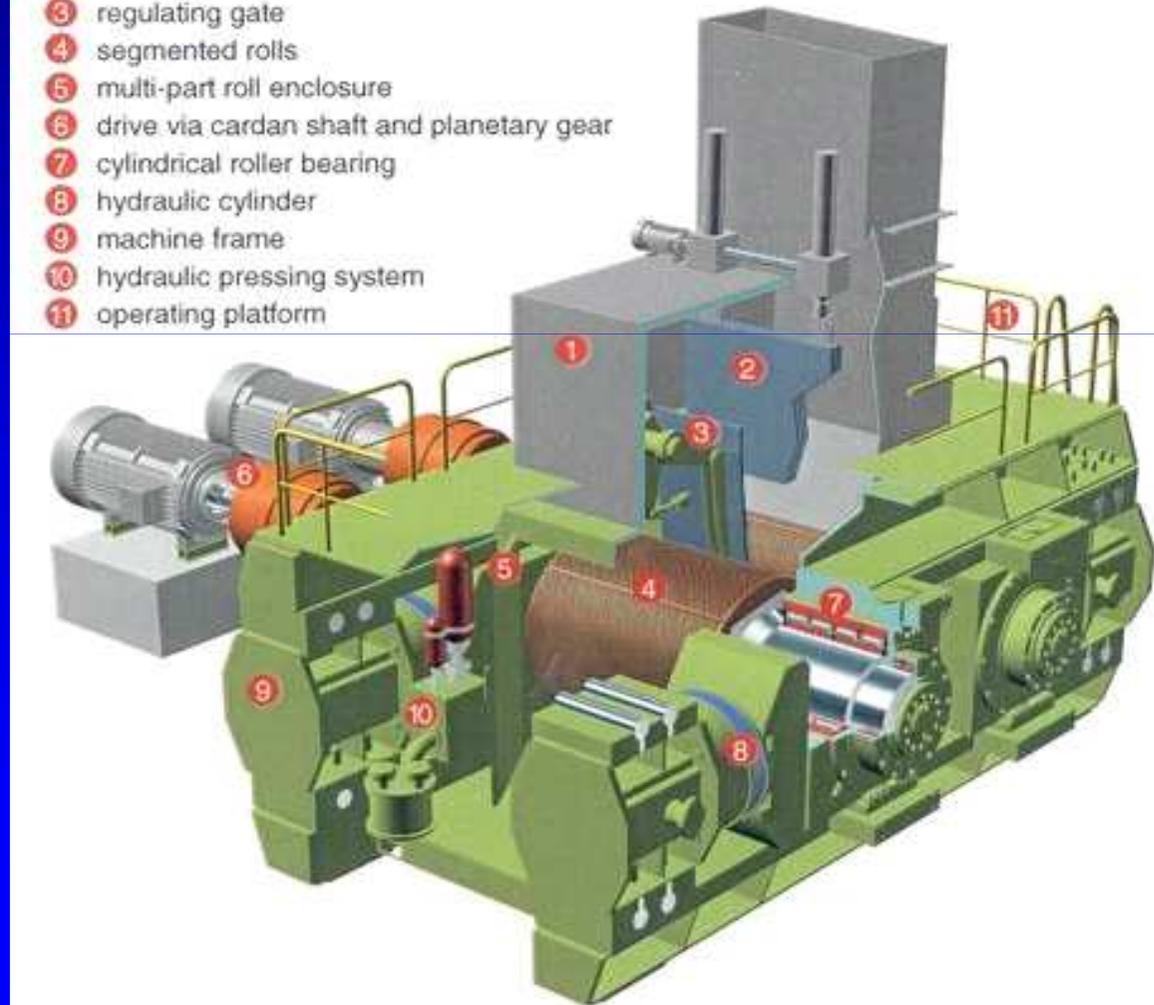
## ➤ Molienda SAG (SABC-B)



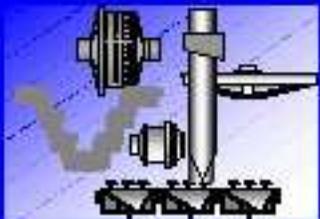
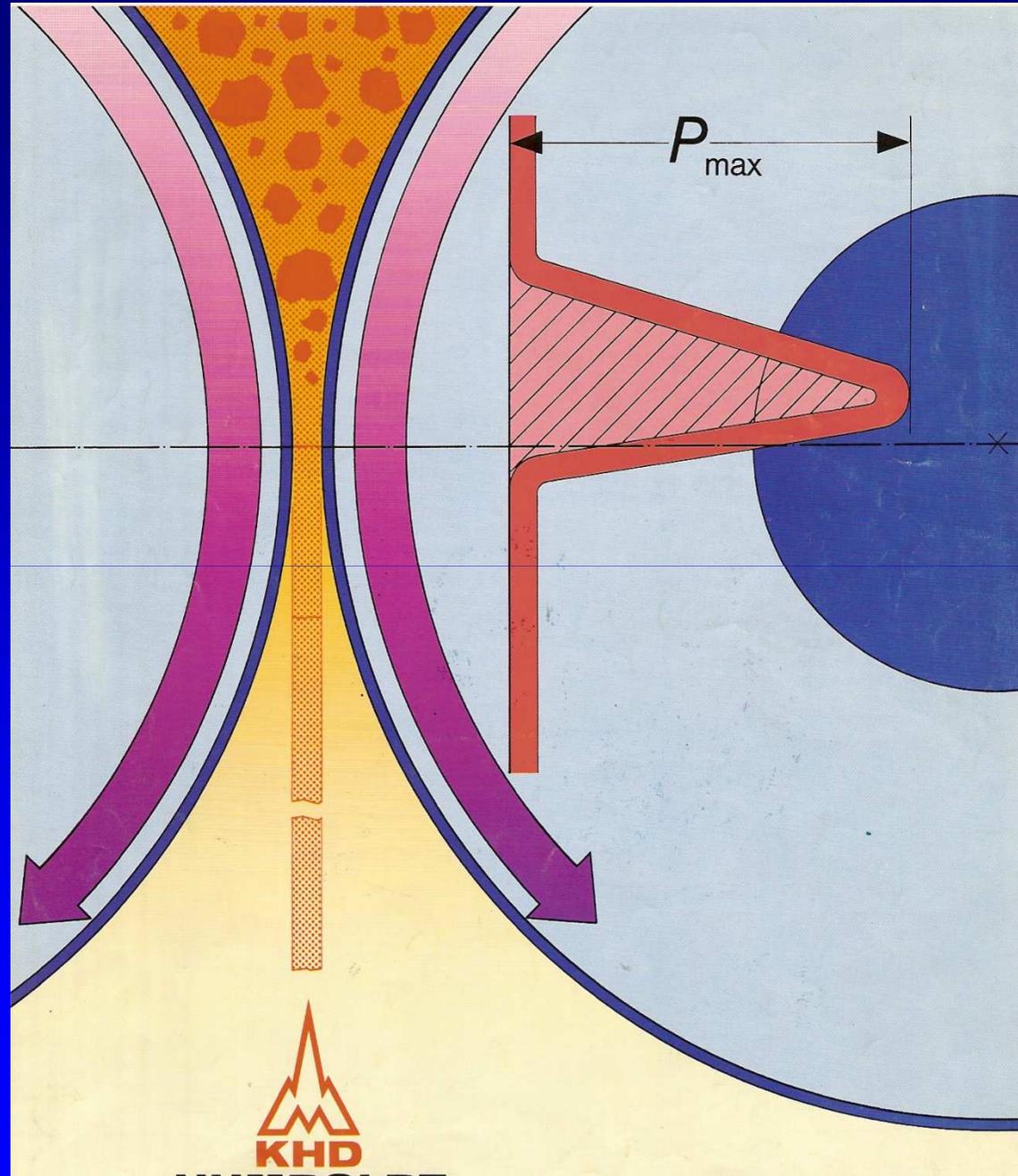
# *Rodillos de molienda a alta presión*

## Tecnología HPGR (High Pressure Grinding Rolls)

- 1 feeding device with expansion box
- 2 dosing gate
- 3 regulating gate
- 4 segmented rolls
- 5 multi-part roll enclosure
- 6 drive via cardan shaft and planetary gear
- 7 cylindrical roller bearing
- 8 hydraulic cylinder
- 9 machine frame
- 10 hydraulic pressing system
- 11 operating platform

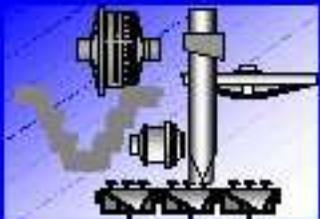
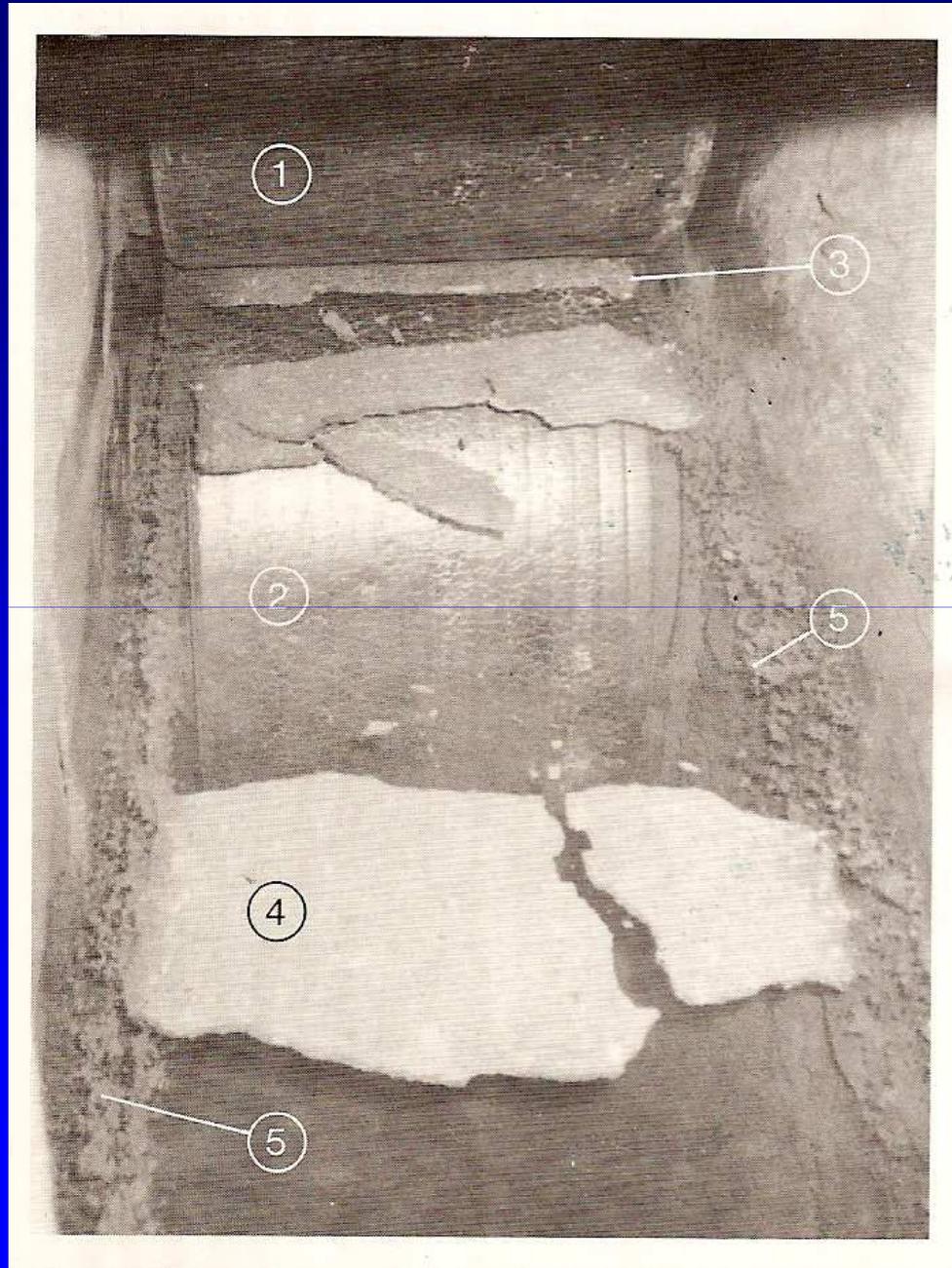


# Tecnología HPGR





# Tecnología HPGR



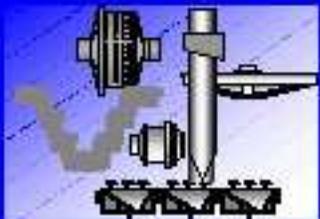
# Tecnología HPGR

---

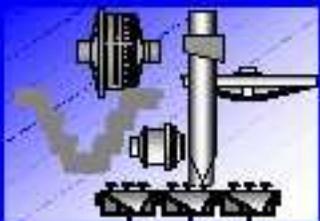
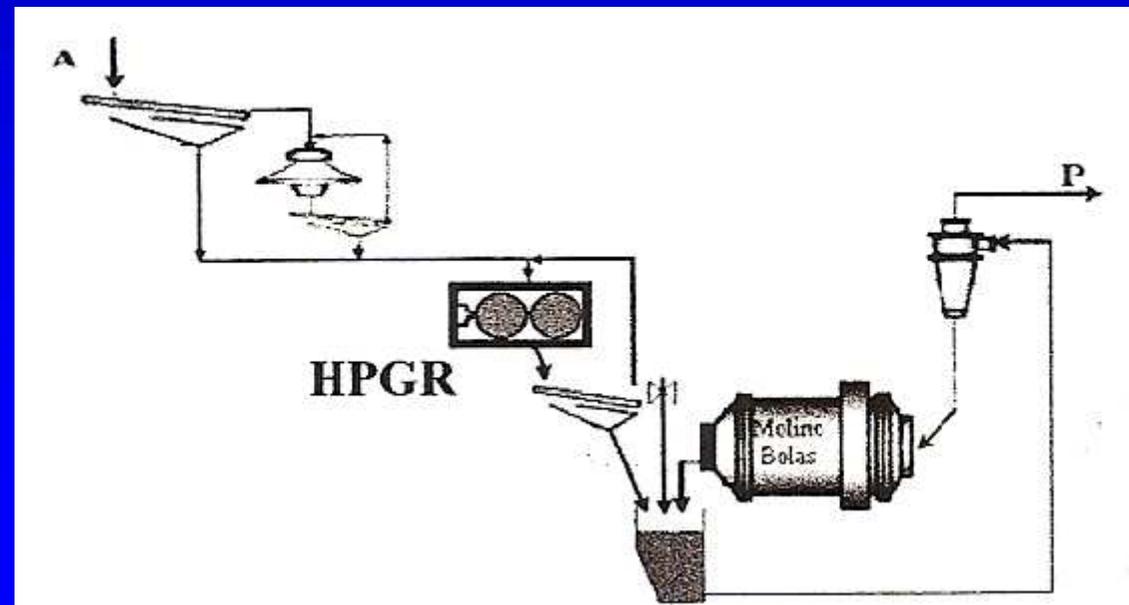
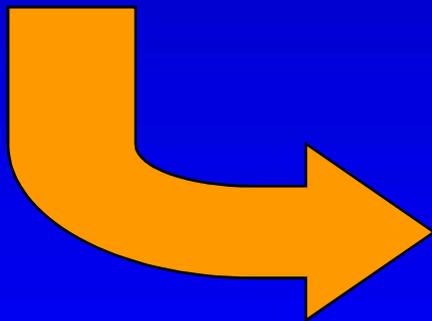
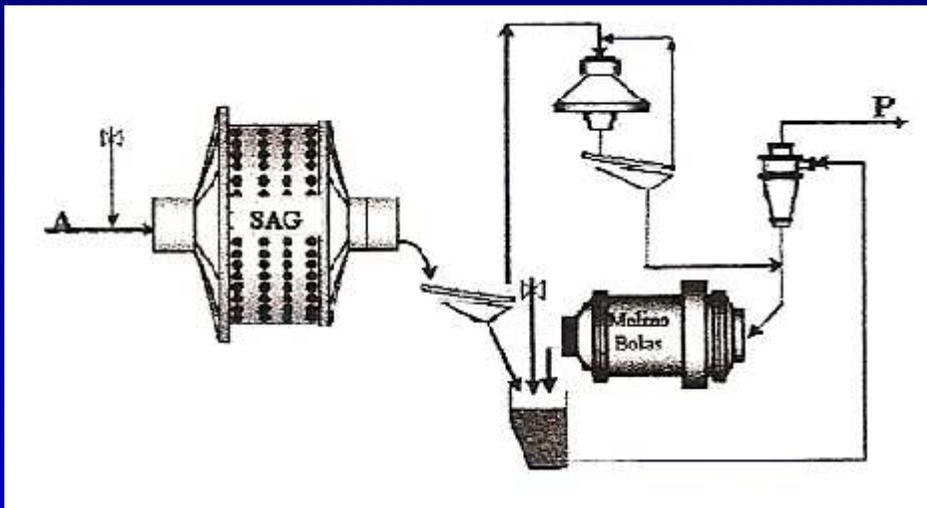
Superficies de revestimientos para rodillos: *welded*, *chevron*, *studded* y *HEXADUR*:



Principalmente, para aplicaciones en roca dura se prefiere las superficies tachonada (*studded*) y *HEXADUR*



# Tecnología HPGR vs Molienda SAG

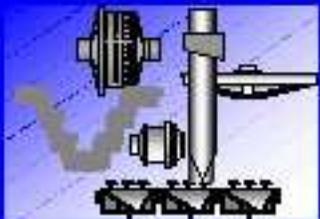


# Tecnología HPGR

## Modelos disponibles:

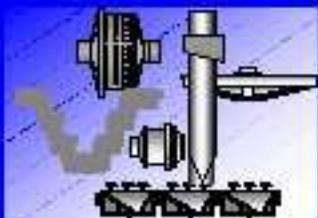
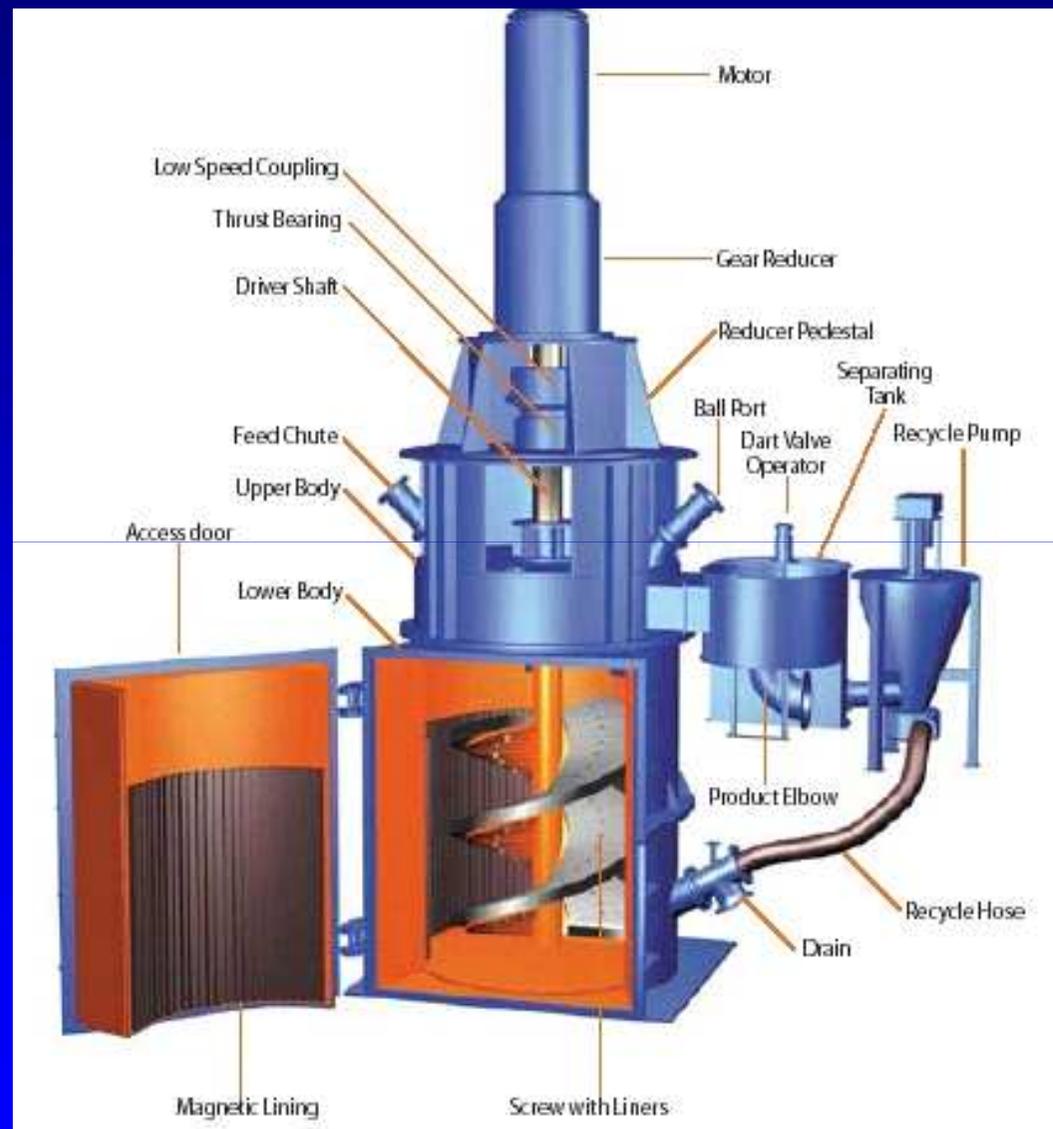
Modelo		11/6-M	13/7-M	15/10-M	17/11-M	19/13-M	20/15-M	22/16-M	24/16-M
Diámetro Rodillos	mm	100	1310	1520	1700	1850	2000	2200	2400
Largo Rodillos	mm	600	670	950	1050	1300	1450	1550	1600
Máx. Potencia Motor	kW	2 x 300	2 x 375	2 x 725	2 x 1100	2 x 1375	2 x 1750	2 x 2300	2 x 2850
Capacidad de tratamiento									
Menas de Au/Cu	tph	200	325	575	800	1150	1500	1900	2250
Menas de Fe	tph	275	450	800	1100	1600	2100	2650	3100
Tamaño máximo de alim.	mm	25-30	30-35	35-40	40-45	45-50	50-55	55-60	60-65

En la actualidad existen tres fabricantes de equipos HPGR: **Polysius**, **KHD Humboldt-Wedag** y **Köppern**; todos con su casa matriz en Alemania. Las diferencias entre fabricantes residen en la geometría de los rodillos y la superficie de los mismos. Polysius fabrica rodillos con una relación L/D menor a los de Köppern y KHD. Köppern desarrolló los revestimientos HEXADUR y KHD los revestimientos tachonados (*studded*), ambos para trabajos con roca dura.

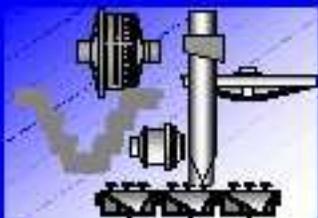
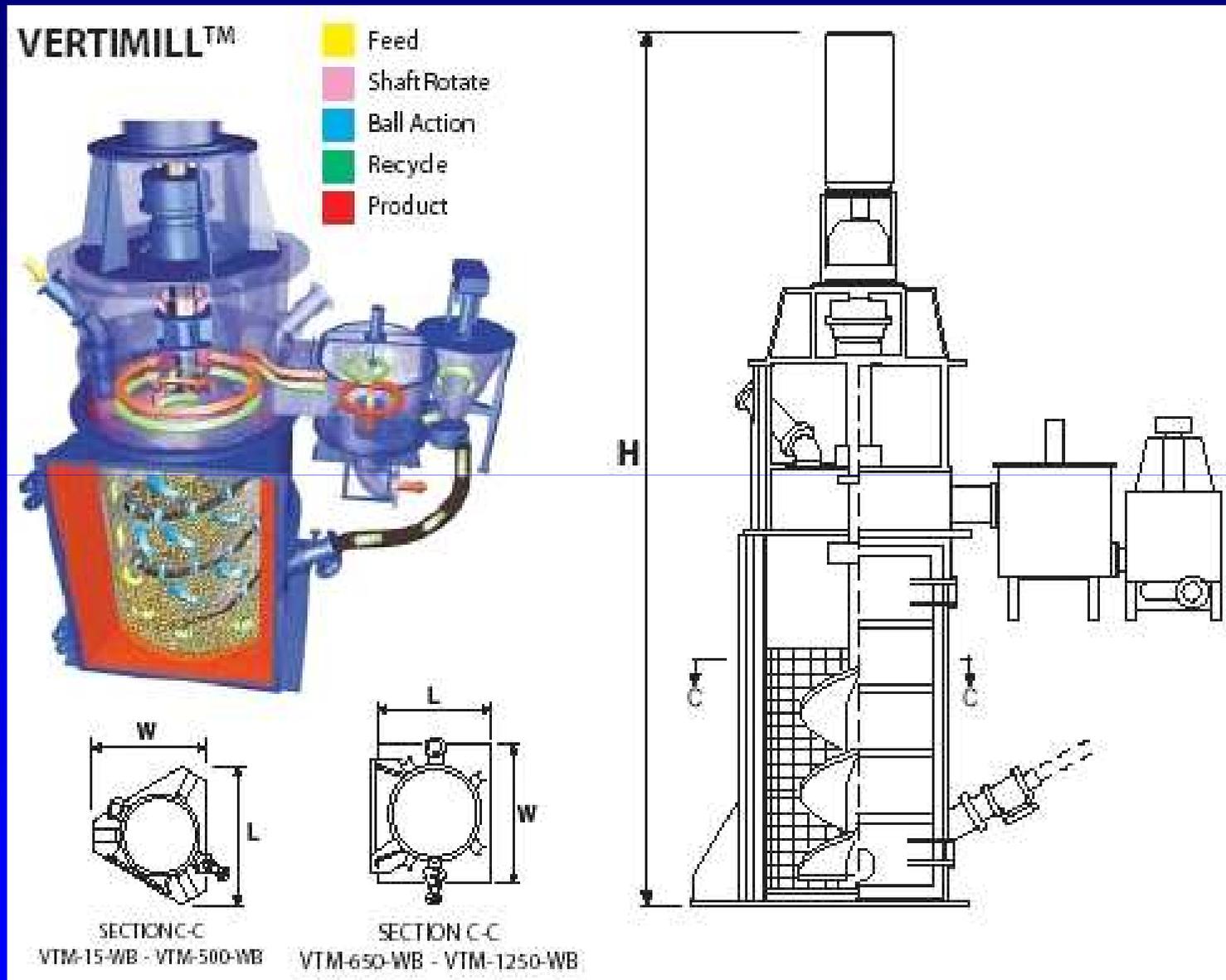


# Molinos verticales

## VERTIMILL



# Molinos verticales



## Molinos verticales

---

Capacidad: hasta 100 (t/h)

Potencia: varía entre 15 a 1250 (HP)

$F_{100}$  :  $\frac{1}{4}$  " (pulg)

$P_{80}$  : entre 2 a 75 (micrones)

Medio de molienda: bolas de acero

Tipo de molienda : por abrasión

Se usa en circuitos abiertos o cerrados



# Molinos verticales

Vertimill, Metso Minerals

Sala Agited Mill (SAM), Metso Minerals

Tower Mill, Kubota

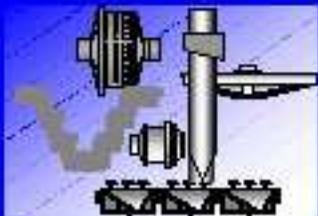
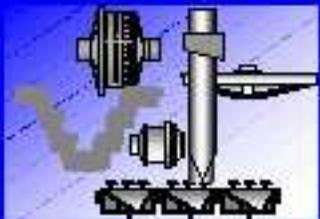
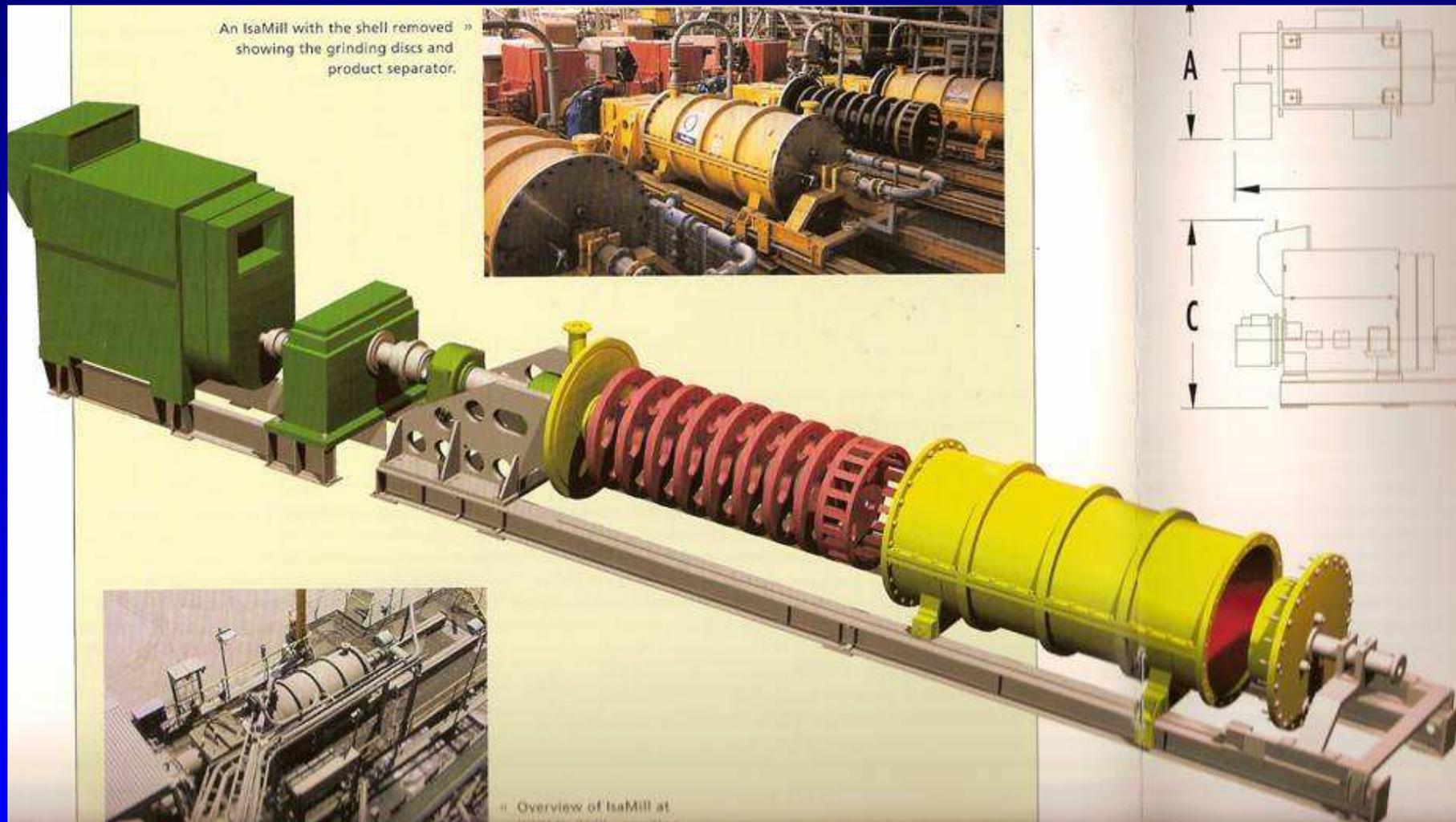


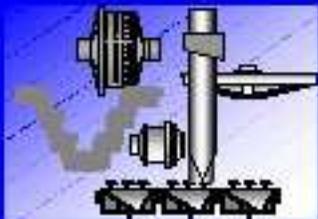
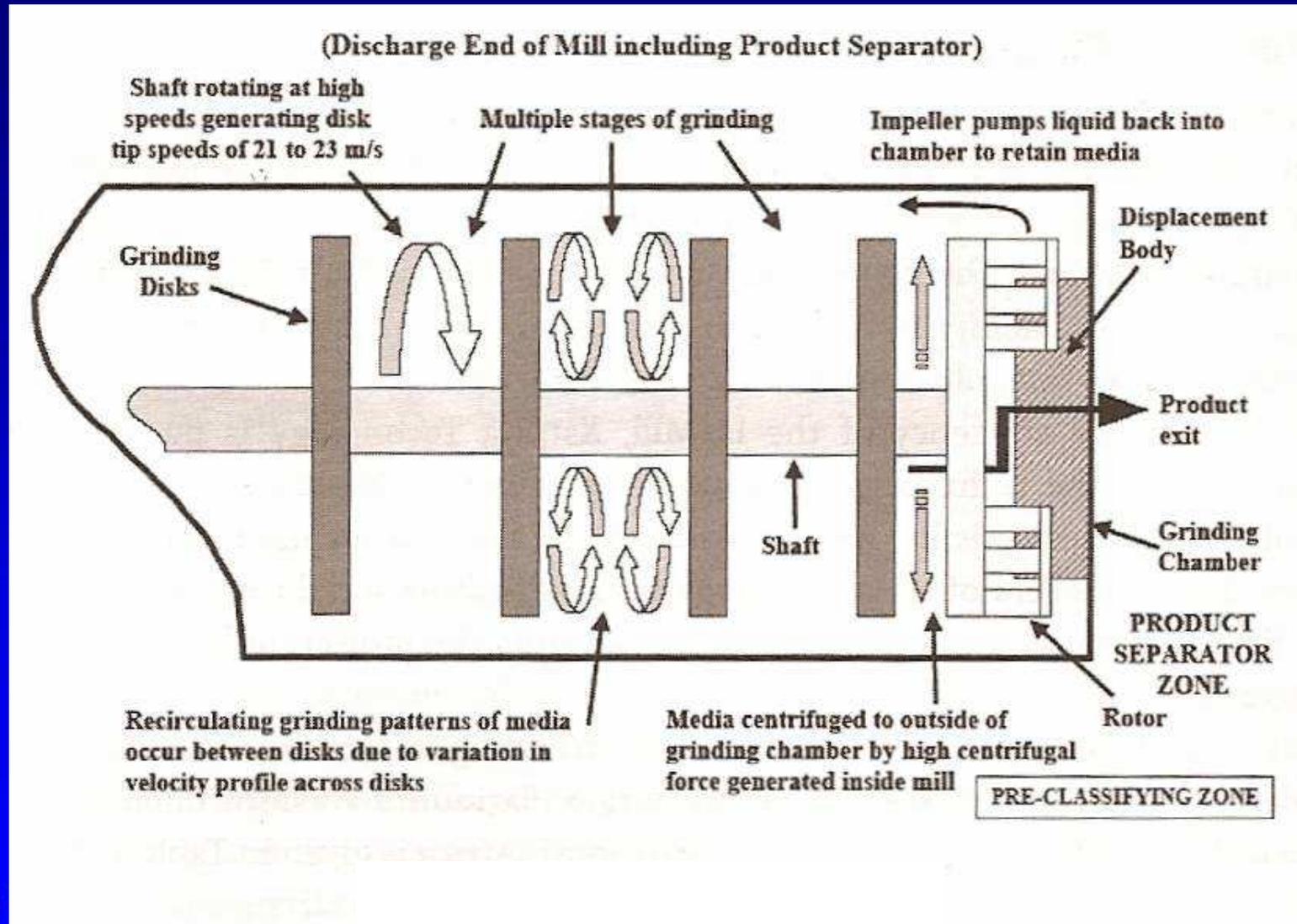
Figure 1. Schematic of Tower and Verti mill

# Molinos horizontales



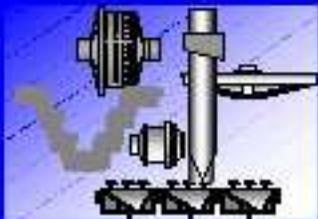
IsaMill

# Molinos horizontales



# Molinos horizontales

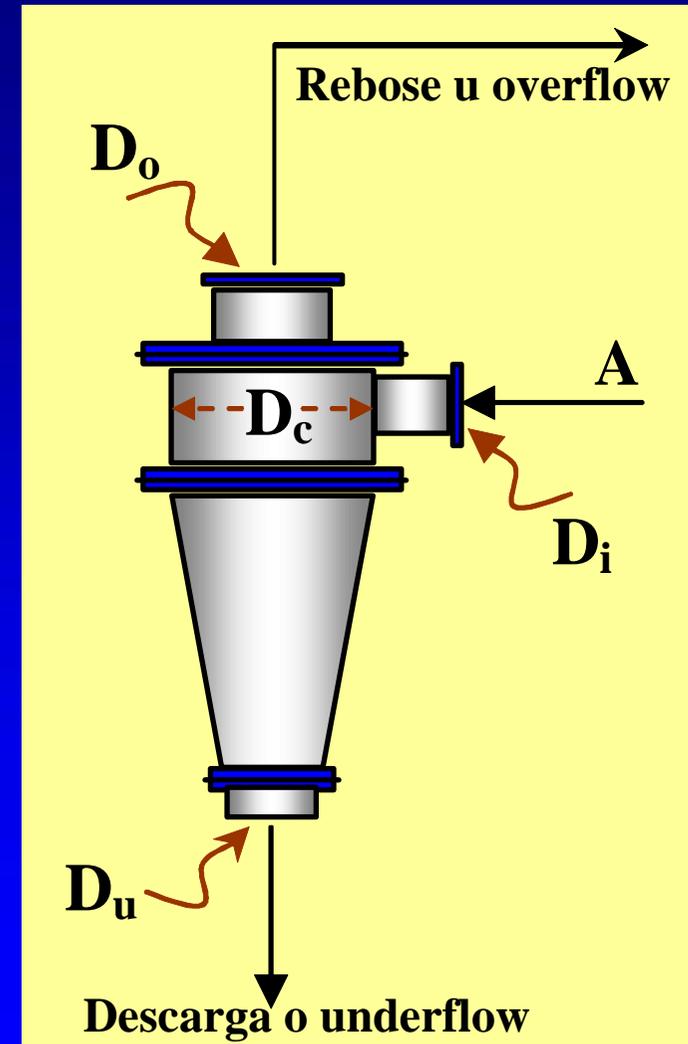
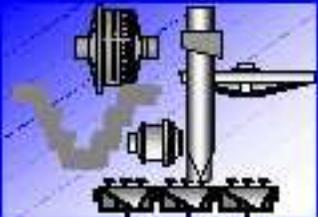
	Power Intensity kW/m <sup>3</sup>	Media Size (mm)	No Balls / m <sup>3</sup>	Surface Area (m <sup>2</sup> /m <sup>3</sup> )
Ball Mill	20	20	95,500	120
Tower Mill	4	12	442,000	200
IsaMill	400	1	1,146,500,000	3,600



# Clasificación

## ❖ Hidrociclón

Es un tubo cilindro-cónico, caracterizado por el diámetro de su parte cilíndrica,  $D_c$  (10 a 127 cm), y que se conecta al exterior por tres orificios: su boca de alimentación o *inlet* (de diámetro  $D_i$ ), un tubo axial que sale de la parte superior de la sección cilíndrica llamado *vortex finder* (de diámetro  $D_o$ ) y la abertura de la parte cónica en su ápice llamada *apex* o también *spigot* por la boquilla en la que termina (de diámetro  $D_u$ ).



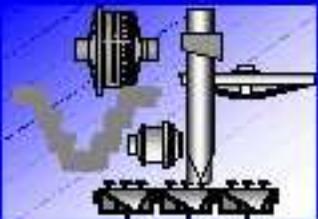


## *Clasificación*

En consecuencia y en relación a una cierta masa asociada al equilibrio de fuerzas:

- ◆ Las partículas de masa mayor a la de equilibrio, reciben una fuerza centrífuga mayor que la de arrastre, por lo que se irán preferentemente hacia la pared siendo descargadas por el *apex*.
- ◆ Las de masa menor a la de equilibrio, reciben una fuerza centrífuga menor que la de arrastre y como resultado se irán preferentemente hacia el centro, siendo arrastradas por el vórtice y saliendo a través del *vortex finder*.

**El hidrociclón clasifica entonces a las partículas por su masa.**



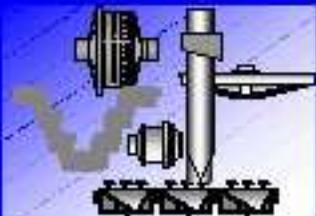
## Clasificación

Al expresar la masa de una partícula ( $m$ ), en función de su tamaño y densidad:

$$m = \alpha_V \rho_S d^3$$

Se aprecia que la diferencia en densidad ( $\rho_S$ ) entre las especies mineralógicas presentes en el mineral, contribuye mucho menos a diferencias en masa que las diferencias en tamaño ( $d$ ), producto del exponente 3 versus el exponente 1 y de diferencias mayores de tamaño que de densidad entre las partículas.

**Esto hace posible utilizar este equipo como clasificador por tamaños.**

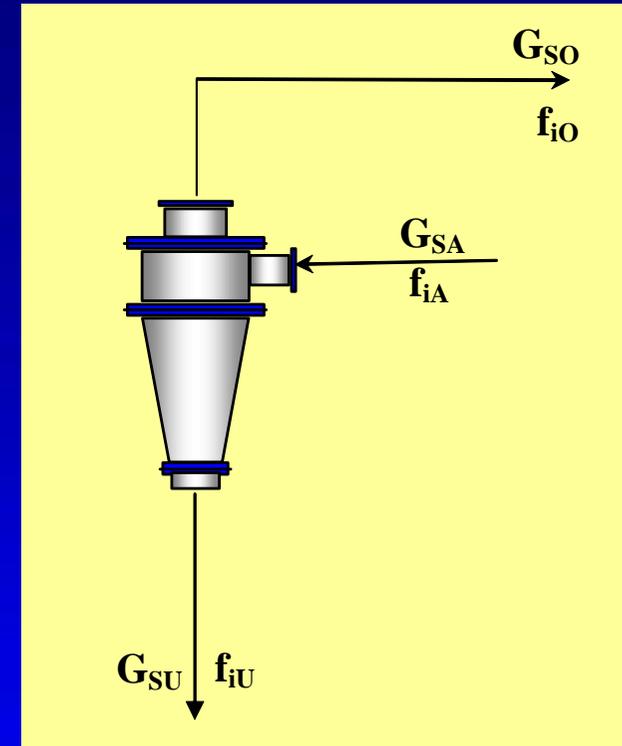
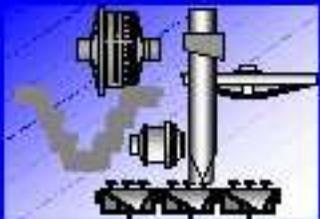


# Clasificación

Diferencias de densidad entre las partículas, comportamiento de los tamaños intermedios (de masas cercanas a las de equilibrio), cercanía entre los orificios del equipo, bajos tiempos de residencia y, sobre todo, altas concentraciones de sólidos (dificultan el libre movimiento de las partículas); impiden alcanzar una clasificación ideal, produciéndose ineficiencias.

Se define la eficiencia de clasificación,  $E_i$ , como el % de mineral de tamaño “i” que se reporta a la descarga, con respecto al alimentado, es decir:

$$E_i = \frac{G_{SU} f_{iU}}{G_{SA} f_{iA}} 100$$



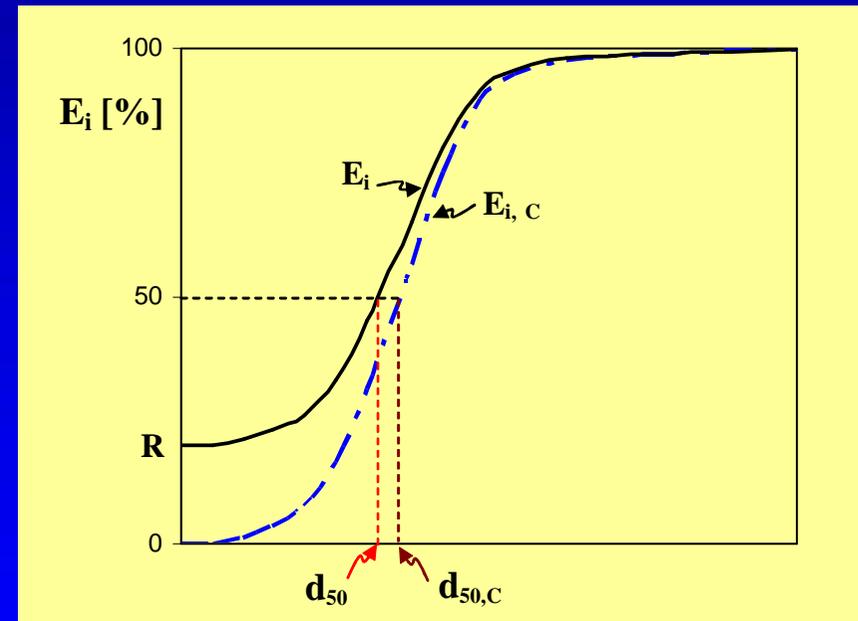
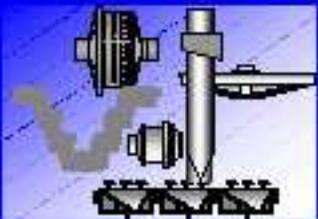
# Clasificación

En el gráfico de la eficiencia de clasificación,  $E_i$ , en función del tamaño de partículas, se aprecia que, por muy fina que sea la partícula, una cierta proporción se irá a la descarga ( $E_i > 0$ ). Esto se debe a que estas partículas se comportan prácticamente como el líquido y como éste se separan, lo que se conoce como el cortocircuito,  $R$ . Se tiene que:

$$R \approx \frac{G_{LU}}{G_{LA}} 100$$

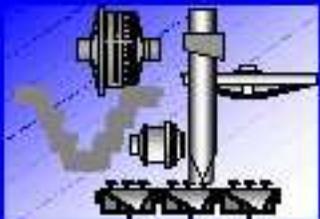
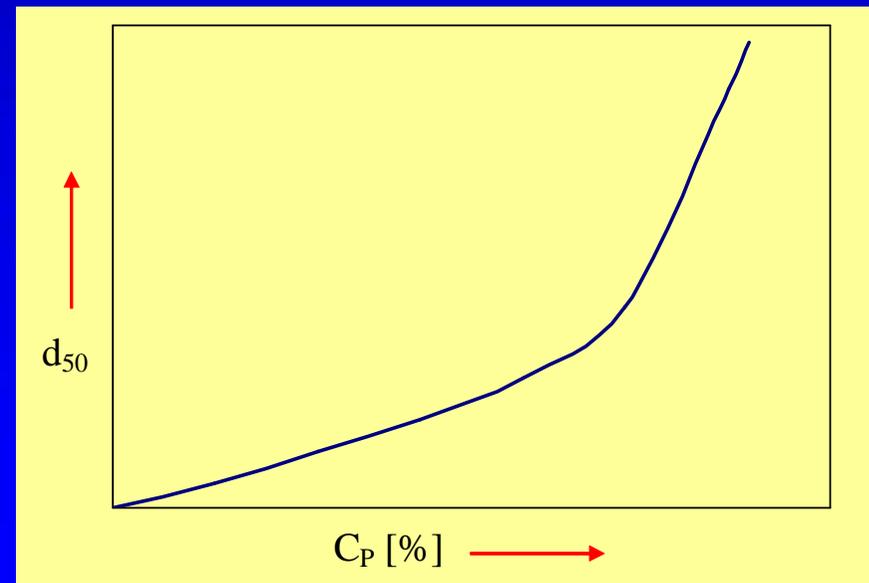
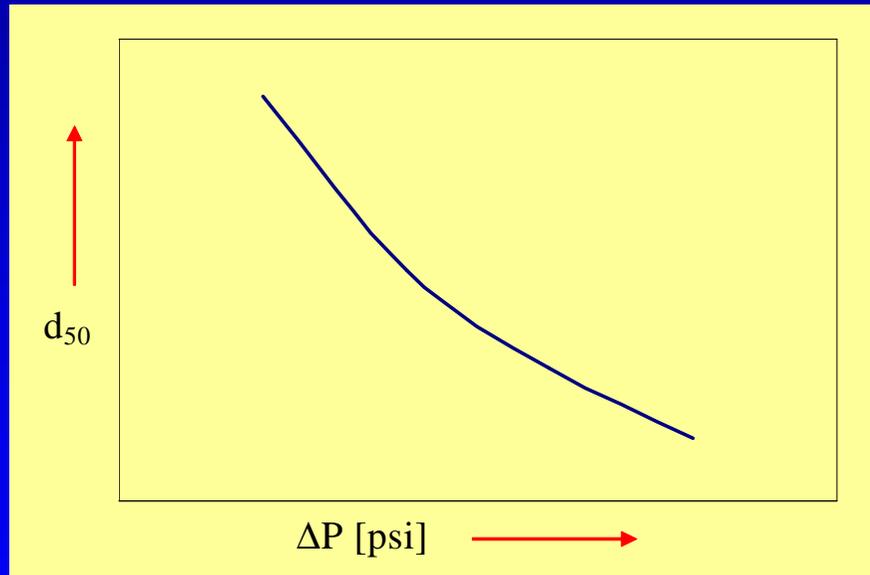
Para aislar lo que es pura clasificación de la separación causada por el cortocircuito, se define la eficiencia de clasificación corregida,  $E_{i,c}$ :

$$E_{i,c} = \frac{E_i - R}{100 - R} 100$$



# Clasificación

El tamaño de corte es principalmente controlado por las variables de diseño del hidrociclón, tales como  $D_c$ ,  $D_i$ ,  $D_o$  y  $D_u$ ; variables de operación como la presión de alimentación,  $\Delta P$  y el % de sólidos en la alimentación,  $C_p$ ; y características del mineral como la densidad de las especies que lo constituyen y el factor de forma de las partículas, como se desprende de:  $m = \alpha_v \rho_s d^3$



# Balances

Balances en la alimentación al molino:

$$\frac{G_{SA}}{C_{PA}} (1 - C_{PA}) = \frac{G_{SF}}{C_{PF}} (1 - C_{PF}) + \frac{G_{SU}}{C_{PU}} (1 - C_{PU}) + G_{LW_1}$$

$$G_{SA} f_{iA} = G_{SF} f_{iF} + G_{SU} f_{iU}$$

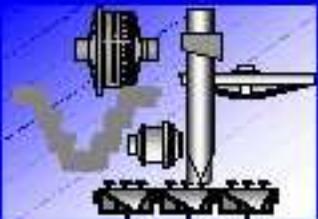
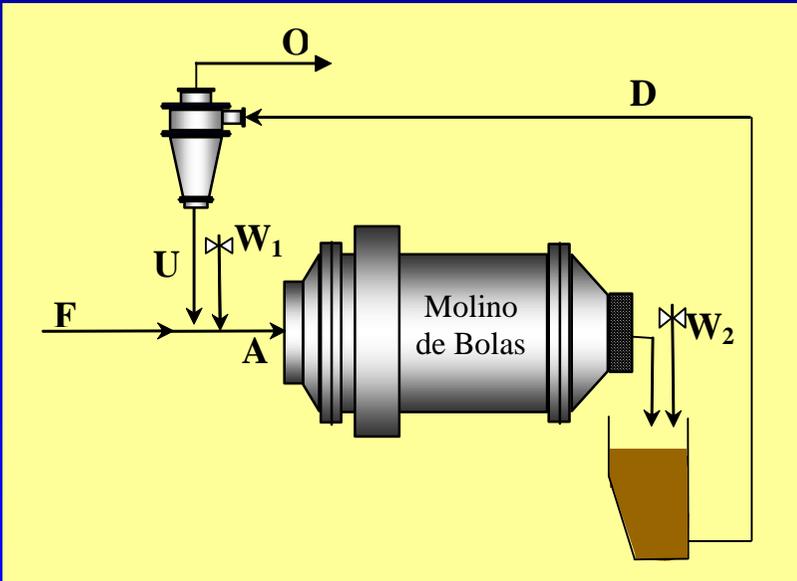
$$G_{SA} = G_{SF} + G_{SU}$$

Balances en el hidrociclón:

$$G_{SD} = G_{SO} + G_{SU}$$

$$G_{SD} f_{iD} = G_{SO} f_{iO} + G_{SU} f_{iU}$$

$$\frac{G_{SD}}{C_{PD}} (1 - C_{PD}) = \frac{G_{SO}}{C_{PO}} (1 - C_{PO}) + \frac{G_{SU}}{C_{PU}} (1 - C_{PU})$$

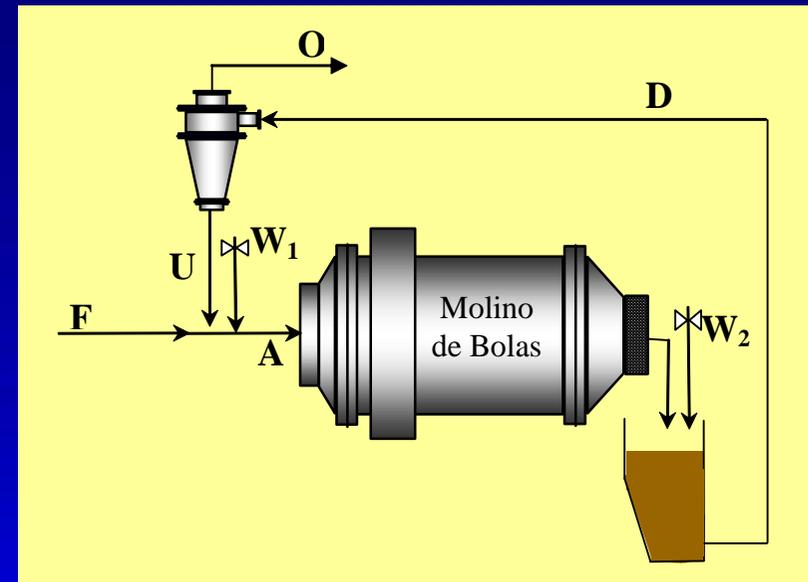


# Balances

en el equilibrio:

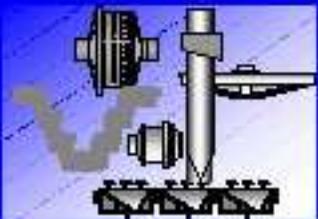
$$G_{SF} = G_{SO}$$

$$G_{SA} = G_{SD}$$



$$\frac{G_{SF}}{C_{PF}} (1 - C_{PF}) + G_{LW_1} + G_{LW_2} = \frac{G_{SO}}{C_{PO}} (1 - C_{PO})$$

$$\frac{G_{SA}}{C_{PA}} (1 - C_{PA}) + G_{LW_2} = \frac{G_{SD}}{C_{PD}} (1 - C_{PD})$$



## *Indicadores de proceso*

Carga circulante del circuito:

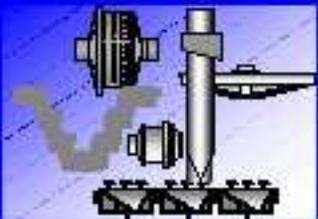
$$CC = \frac{G_{SU}}{G_{SF}} 100 = \frac{(f_{iO} - f_{iD})}{(f_{iD} - f_{iU})} 100$$

Valores normales: 250 – 450%

Se compara contra sí misma en estudios de tendencia

Eficiencia del hidrociclón:

$$E_i = \left( 1 - \left( \frac{1}{1 + \frac{f_{iO} 100}{f_{iU} CC}} \right) \right) 100 = \frac{f_{iU} (f_{iO} - f_{iD})}{f_{iD} (f_{iO} - f_{iU})} 100$$



Se compara contra sí misma en estudios de tendencia

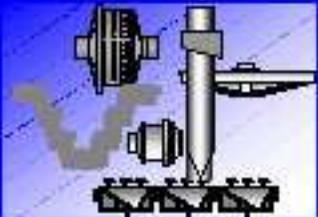
## *Indicadores de proceso*

---

Índice de trabajo operacional:

$$W_{i,OP} = \frac{P_C / G_S}{10 \prod_{j=1}^6 E_j \left( \frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right)}$$

Se compara contra sí mismo en estudios de tendencia o con el índice de trabajo de laboratorio del mineral que se está tratando.



## *Variables Principales del Proceso*

---

Además del tonelaje a tratar,  $G_S$ , una serie de características del mineral y otras variables asociadas, son determinantes en el proceso de molienda de minerales. Las más relevantes son:

- ◆ Moliendabilidad del mineral:  $W_i$  [kWh/ $t_c$ ].
- ◆ Moliendabilidad semiautógena (Starkey) del mineral: SPI.
- ◆ Moliendabilidad semiautógena (JKMRC) del mineral:  $t_{10}$  y  $t_a$ .
- ◆ Granulometrías:  $d_{80}$ , ancho de la distribución, % de finos, etc.
- ◆ Densidad del mineral:  $\rho_S$ .
- ◆ Abrasividad del mineral:  $A_i$ .
- ◆ Forma de las partículas:  $\alpha_V$ .

