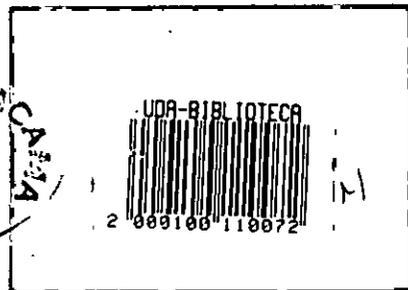


UNIVERSIDAD DE ATACAMA

MOLIENDA Y FLOTACION

INV/96/c

UNIVERSIDAD DE ATACAMA
BIBLIOTECA CENTRAL
INVENTARIO 11.007



** GN 2000*

Preparado por:

Sr. ALEX RIVERA BURGOA
Ingeniero Ejecución
Metalurgista

DIRECCION DE EXTENSION, COMUNICACIONES Y RELACIONES UNIVERSITARIAS
DEPARTAMENTO DE CAPACITACION

ANTECEDENTES TEORICOS

CONMINUCION: Es la operación de reducción de tamaño de un material. Esta operación es utilizada en la industria y es la primera etapa de las plantas de la industria química y metalúrgica.

El objetivo de esta operación es obtener un material de granulometría adecuada aptos al tratamiento químico que normalmente sigue al proceso de conminución.

Dependiendo del distinto tamaño de las partículas es conveniente dividir la operación de dos etapas, que son: Chancado y Molienda.

Chancado: Se define como las operaciones requeridas para reducir un mineral proveniente de la mina hasta un tamaño deseado para la alimentación de la etapa de molienda.

En las plantas de chancado, el trabajo se realiza en varias etapas, utilizando distintos tipos de máquinas, especialmente diseñadas para reducir de tamaño el mineral hasta llegar al producto final.

Definiciones:

Razón de Reducción (R): Es el cuociente entre el tamaño de la alimentación a una máquina y el tamaño del producto.

Razón límite de Reducción (R_L): Es el cuociente entre la menor dimensión de las partículas más grandes de la alimentación y producto.



Tamaño del 80%: Es el tamaño de un tamiz por el cual pasaría el 80% del producto.

Tamaño límite: Es la malla por la que pasa la partícula mayor del producto.

Razón de Reducción del 80% (R_{80}): Es el cociente entre los tamaños 80% en alimentación y producto.

Factor de Configuración: (F_s) En una roca se han definido tres dimensiones promedio, la longitud, la anchura y el espesor. La relación entre estas dimensiones es cercana a la expresión llamada factor de configuración.

Espesor : Anchura : Longitud = 1 : 1.7 : 3.3

Tonelada Reducción: Es el producto entre las toneladas que pasan por un equipo de conminución por la razón de reducción llevada a efecto.

Teorías de Conminución:

Postulado de Rittinger (1867): "La energía consumida en la reducción de tamaño de un sólido, es proporcional a la nueva superficie creada".

La expresión matemática de este postulado es:

$$\hat{E}_R = K_R \left[\left(\frac{1}{X_1} \right) - \left(\frac{1}{X_0} \right) \right]$$

donde: \hat{E}_R = Energía específica KWH/Ton.

K_R = Constante de Rittinger.



x_0, x_1 = Tamaño inicial y final (μm)

Este postulado vale esencialmente para trituración, considera cuerpos sólidos ideales. La energía utilizada es sólo la necesaria para producir la ruptura, una vez que el material ya ha alcanzado su formación crítica o límite de ruptura.

Postulado de Kick (1885): "La energía requerida para producir cambios análogos en el tamaño de cuerpos geoméricamente similares, es proporcional al volumen de estos cuerpos".

$$\hat{E}_k = K_k \ln(x_0/x_1)$$

donde:

\hat{E}_k = Energía específica (KWH/Ton)

K_k = Constante de Kick.

x_0, x_1 = Tamaño inicial y final (μn).

Este postulado vale para molienda fina, considera cuerpos sólidos ideales (homogéneos, isotrópicos, y sin fallas). Se desprecia energía adicional para producir la fractura, siendo la energía calculada sólo la necesaria para deformar el sólido hasta su límite de ruptura.

Postulado de Bond (1952): "La energía consumida para reducir el tamaño 80% de un material, es inversamente proporcional a la raíz cuadrada de dicho tamaño.

$$\hat{E}_B = K_B \left(\frac{1}{\sqrt{x_1}} - \frac{1}{\sqrt{x_0}} \right)$$



$$\hat{E}_B = 10 W_i \left(\frac{1}{\sqrt{X_1}} - \frac{1}{\sqrt{X_0}} \right)$$

Donde:

E_B = Energía específica (KWH/Ton).

W_i = Work index (KWH/Ton).

X_1 = Tamaño 80% pasante del producto (μm).

X_0 = Tamaño 80% pasante de la alimentación (μm).

El Work index se define como el consumo de energía (KWH/Ton) necesario para reducir un material desde un tamaño teóricamente infinito, hasta 80% pasante $100 \mu m$.

Postulado de Walker (1937): "Para partículas sólidas, similares en naturaleza y forma, pero de tamaños diferentes, la energía requerida para producir fracturas similares en las partículas, es proporcional al tamaño de la partícula".

$$d\hat{E} = -C \frac{dx}{x^n}$$

E = Energía específica (KWH/Ton).

C = Constante.

X = Tamaño partícula (μm).

n = Parámetro variable.

Esta ecuación diferencial empírica es de tipo general. Las hipótesis de Kick, Rittinger y Bond, son casos particulares de esta ecuación para $n = 1.2$ y 1.5 respectivamente. La constante $C = k_K = K_R = 2K_B = 20 W_i$. El parámetro n , es función del material y del equipo de conminución.

($n = 1.32 - 2.40$).



Postulado de Charles (1957): El enunciado es idem que Walker, pero supone una distribución de Schuman, para la distribución granulométrica del producto resultante de la fractura.

$$E_{ch} = AK^{1-n} \approx AK^{-m}$$

E = Energía específica (KWH/Ton)

A == Constante de máquina.

K = Módulo de tamaño Schuman

n = Parámetro de Walker.

La ecuación general está basada en relación de Walker. A es una constante de máquina, en relación directa con el método de fractura utilizada (equipo).

Es función de parámetros n y m. A y n se determinan gráficamente de "ln Ê vs en K", m varía entre 0.32 y 1.4; en la práctica: $m = n - 1$.

Método de Bond y Teorías Modernas de Conminución: El cálculo del consumo de potencia y tamaño de molino requerido en una operación industrial, semi-industrial y/o escala planta piloto se basa normalmente en la teoría de Bond y en el concepto del Work index.

Este método, sin embargo, está sujeto a un error de más o menos 20% (a veces hasta de un 40%) dependiendo del tipo de material, distribución granulométrica de alimentación, resistencia a la fractura y forma de quebrarse de las partículas durante la conminución.

En esta sección del capítulo se pretende demostrar



que la 3ª teoría de conminución propuesta por Fred Bond, constituye solamente un caso particular del modelo microscópico de la molienda.

Definamos el concepto de Función Selección Reducida:

$$S_i^E = S_i (W/P)$$

Donde:

S_i^E = Función selección reducida para la i -ésima fracción de tamaño, X_i ; (Ton/KWH).

X_i = Abertura en micrones P/i -ésima malla.

S_i = Función selección para la i -ésima malla, (h^{-1}).

W = Carga del material sólido retenido por el molino. (Ton)

P = Consumo de potencia en la molienda (K W).

MOLIENDA: Se llama molienda a la segunda etapa de la conminución, dependiendo de la fineza del producto final, la molienda se dividirá en:

- a) Molienda Primaria.
- b) Molienda Secundaria.
- c) Molienda Terciaria.

Esta molienda se puede realizar tanto en húmedo como en seco. En la mineralúrgia la molienda se realiza en húmedo, sólo en algunos casos en seco, como: minerales solubles y otros minerales industriales empleado en la industria química.

La gran aplicación de la molienda húmeda es:





- a) No produce polvo, lo que favorece las condiciones ambientales de trabajo.
- b) Más eficiente, lo que significa un menor consumo de energía que la molienda seca, ahorro que significa un 30-50% de energía.
- c) Permite un más íntimo contacto con reactivos de flotación, cuando se va a concentrar por este método.
- d) Fácil transporte de los productos.

Equipo:

El equipo más utilizado es el molino rotatorio, el que se compone de un tambor cilíndrico cargado con medios que producen la molienda.

Estos se especifican por su diámetro y su largo D X L (en pies).

Estos se clasifican según su forma y su medio de molienda. Por ejemplo tenemos molinos, según su forma:

- a) Cilindros.
- b) Tubulares.
- c) Cónicos.

Los molinos cilíndricos: La relación de diámetro a lo largo es de 3:2 a 7:5 para molinos de bolas.

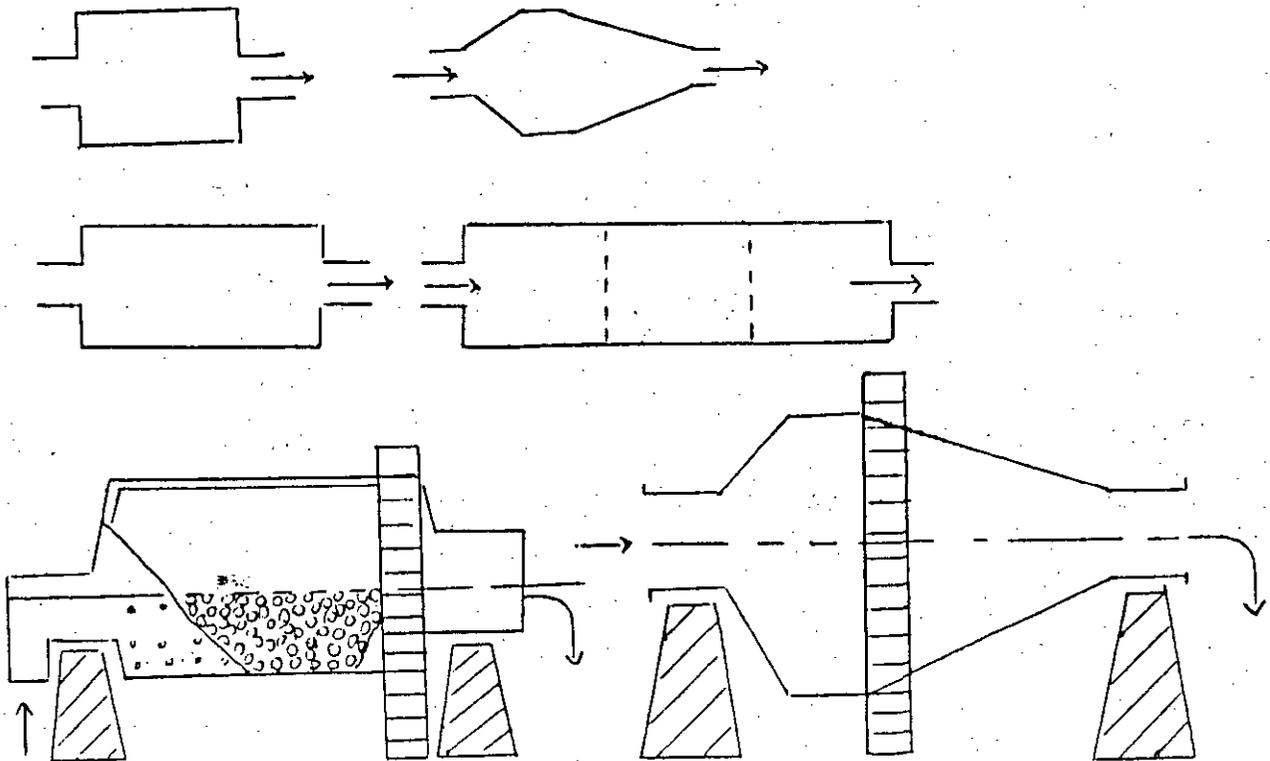
Los molinos Tubulares: Se fabrican hasta de 3 compartimentos separados por una parrilla, cada cual cargado con bolas de distintos tamaños.



El molino Cónico: Tiene una parte cilíndrica corta y una parte cónica bien pronunciada lo que hace que la carga de bolas se clasifique en su interior, produciendo una molienda gruesa en la parte cilíndrica y una fina en la parte cónica.

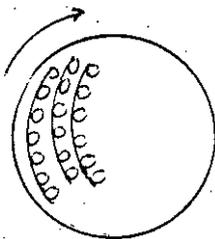
De acuerdo a su medio de molienda, estos pueden ser:

- a) De Barras.
- b) De Bolas.
- c) De Guijarros.
- d) Autógenos.

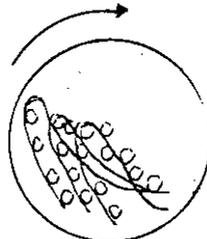


Los molinos se cargan con una cierta cantidad de medios de molienda que va del orden del 45-50% del volumen interior para las bolas y 35-45% para barras. Estos al girar, lo hacen apoyado sobre descansos, producen un movimiento de la carga del medio de molienda, que está en íntimo contacto con el mineral en forma de pulpa.

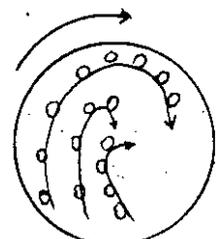
La molienda se lleva a cabo por fricción y por impacto.



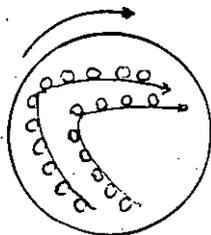
1. Baja velocidad deslⁱzamiento solamente.



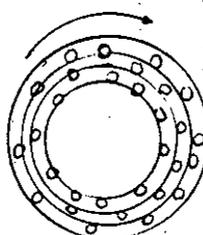
2. Media velocidad deslⁱzamiento y cascada.



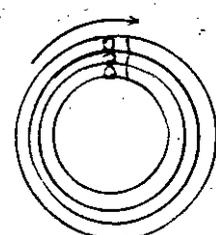
3. Velocidad más alta deslⁱzamiento catara^ta.



4. Centrifugación



5. Se pegan Mg=Fe



6. Deslⁱzamiento



Mecanismo de la Molienda: Un molino de bolas rota en torno a su eje, se producirá el siguiente fenómeno, se observará que al ir aumentando la velocidad del molino se producen:

- a) A velocidad baja, solamente un deslizamiento, produciendo molienda sólo en fricción.
- b) A media velocidad además de fricción (deslizamiento) se produce impacto por cascada.
- c) A velocidad más alta se produce fricción e impacto por catarata.
- d) Aumentando la velocidad se produce centrifugación y las bolas se pegan al molino, es decir, la fuerza de gravedad se iguala a la fuerza centrífuga.

El estudio matemático de la mecánica interna de los molinos se presenta muy compleja, ya que, demasiados factores perturbadores deben ser considerados, algunos de ellos son:

- a) Deslizamiento de la carga sobre la pared y el efecto de las corazas, al interior del molino, que presentan nervaduras.
- b) El avance longitudinal de la materia.
- c) La interdependencia de las trayectorias para las bolas que se encuentran en su caída.
- d) La adherencia debida de los materiales demasiado adhesivos o a pulpas.

Cantidad de Agua en la Molienda: La cantidad de agua en la molienda es un factor muy importante. Con deficiencia se produce una masa pegajosa que traba las bolas y evita la molienda, con un exceso sucede un lavado de las bolas originan



do un contacto íntimo entre ellas produciendo un desgaste desmesurado y una falta de molienda.

Es necesario estudiar en cada caso la relación de sólido a agua en peso.

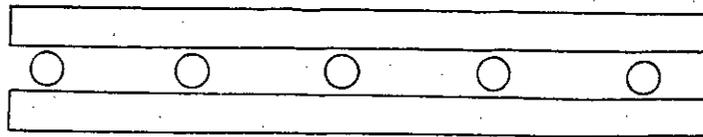
Las barras como medio de Molienda: Son cilindros de acero al Mn, con alto contenido de C. Estos se usan en la molienda gruesa, ocupando un volumen de 35 a 45% del volumen del molino.

Estos varían en tamaño de $1\frac{1}{2}$ a 4" - $4\frac{1}{2}$ de diámetro hasta 10' de largo.

Los consumos de acero en las barras son del orden de 0.2 Lbs/Ton., en minerales blandos hasta 2 Lbs/Ton., en los duros.

La carga de barras en los molinos varía desde 2 Ton para los molinos de 2' x 6' con una capacidad de molienda de 48 T.P.D., hasta 140 Ton de barras para un molino de 12' x 4' con una capacidad de 3.200 T.P.D.

La molienda con barras se caracteriza por entregar un producto exento de sobremolienda, debido a que el material entre barras sólo se molerá el mayor, entregando un producto más parejo en tamaño.



Bolas como Medio de Molienda: Las bolas empleadas en la molienda se construyen de acero al cromo, o al Ni o al Molibdeno, deben tener una fuerte resistencia al choque y a la fricción.

Los tamaños varían desde 5" hasta $\frac{1}{2}$ ". En la primera etapa de molienda se emplean tamaño desde 5" - 2".

En molienda secundaria éstas varían en tamaño desde 3"- $3\frac{1}{4}$ " y para molienda más fina hasta $\frac{1}{2}$ ".

La carga de bola puede usarse de un sólo tamaño o mantener una carga balanceada de varios tamaños obedeciendo a una distribución de Schuhmann.

El volumen que ocupa en el molino es de 40% - 50% del volumen total del molino.

La capacidad de los molinos de bolas varía de acuerdo a su tamaño, carga de bolas y tamaño de alimentación y descarga.

Guijarro como Medio de Molienda: Se usa en los molinos de tubulares (éstos también usan bolas de acero).

Usualmente los tubulares se construyen de un largo que es de 2 a 5 veces el diámetro. Muelen material hasta 100 mallas o más fino. Con una carga de bolas de acero, usa revestimiento de acero cuando usa guijarro su revestimiento interior es de porcelana, éste se usa para molienda de material no contaminado por fierro, tales como feldespató, corindón, etc.



Puede operar en seco o húmedo y pueden alimentarse con mineral de $-1/8''$ hasta $1/4''$. Su uso principal es la remolienda.

Los molinos tubulares, con bolas de acero se construyen desde $4' \times 12'$ y trabajan con carga de bolas de 10 ton. con capacidad de 115 T.P.D. hasta $8' \times 20'$, 63 ton, de bolas y capacidad de 1450 T.P.D. con una alimentación de 8 mallas y producto de 100 mallas.

Los de guijarro igual alimentación, se construyen de $4' \times 12'$ en carga de 4 ton con capacidad 30 T.P.D. hasta los $8' \times 20'$ en carga de 25 ton capacidad de 220 T.P.D.

Etapas de Molienda: En la molienda primaria se usan molinos de barras y también molinos de bolas (bolas tamaño grande) no se necesita mucho fino. Molienda desde 10-5 mm a 1 mm.

En la molienda secundaria, se emplean molinos de bolas con carga balanceada con tamaños de bolas más pequeño muy empleado es el molino Hardinge cónico. Molienda desde 1 mm - 100 micrones.

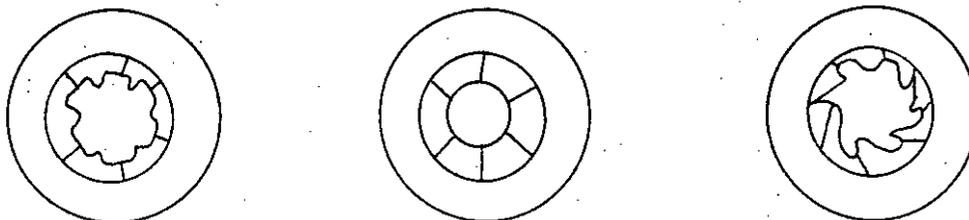
En la molienda terciaria, molienda muy fina, se usan bolas pequeñas y molinos de forma tubular, donde la permanencia del material a moler es más larga, molienda de 100 hasta 10 .

Revestimiento de los Molinos: Los molinos están revestidos interiormente con un forro de material duro al choque y al desgaste que son intercambiable.



Estos tienen diversas formas; lisos para molienda fina y en forma ondulada o escalonada para molienda primaria o gruesa, ayudando a levantar las bolas, para producir un mayor impacto.

También se construyen de goma de diversas formas.



Alimentación y descarga de los Molinos: La forma de la alimentación y de la descarga de los molinos es variada.

La forma de la alimentación puede ser:

- a) Por medio de un chute (spout).
- b) Por medio de tambor (drum).
- c) Por medio de cucharón (scoop)

Los molinos de barras generalmente se alimentan por medio de chute y los molinos de bolas por medio de tambor o cucharón.

La descarga puede ser por:

- a) Rebalse
- b) Descarga por parrilla
- c) Descarga periférica (central o por un extremo)



Los molinos de barras descargan generalmente por rebalse y en forma periférica. Por rebalse cuando trabaja en circuito cerrado o abierto y se necesita una mayor molienda.

Descarga periférica cuando se necesita moler un mayor tonelaje y a una molienda más gruesa.

Los molinos de bolas descargan generalmente por rebalse, manteniendo en su descarga un harnero con retención de bolas.

También usa en su descarga parrillas que retienen las bolas.

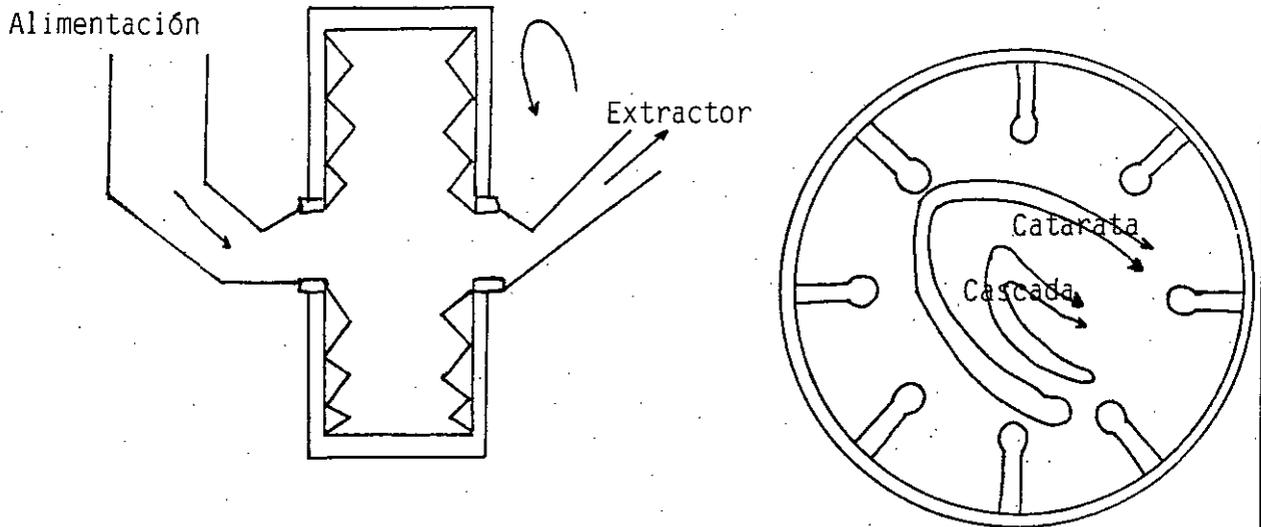
Molienda Autógena: Es aquella que utiliza como único (o principal) medio de molienda al mineral mismo, excluyendo cualquier cuerpo como bolas o barras de acero.

Los molinos autógenos son equipos tubulados de diámetro superior en dos veces a su longitud.

Estos molinos producen en su interior un cierto tamaño de partículas llamado "tamaño crítico", son fragmentos demasiado pequeños para producir trituración en otras rocas, pero demasiado grandes para ser fragmentados por rocas mayores. Para eliminar este tamaño crítico se agrega a los molinos autógenos una pequeña cantidad de bolas de acero.

Debido a factores económicos, en muchas ocasiones la molienda autógena se aplica por etapas. Así puede distinguirse molienda primaria, intermedia y secundaria.





MOLINO AUTOGENO TIPO AEROFALL

Clasificación:

Se denomina clasificación a la operación que cumple la función de separar los componentes de una mezcla de partículas, en dos o más fracciones de acuerdo al tamaño u otra propiedad física típica del material, siendo cada grupo obtenido más uniforme en dicha propiedad que la mezcla original.

Desde éste punto de vista la operación de clasificación incluye el harneado y la clasificación en un fluido.

El harneado se efectúa sometiendo el material a la acción de harneros y se concluye que las propiedades físicas típicas empleadas en la separación son el tamaño y la forma de las partículas.

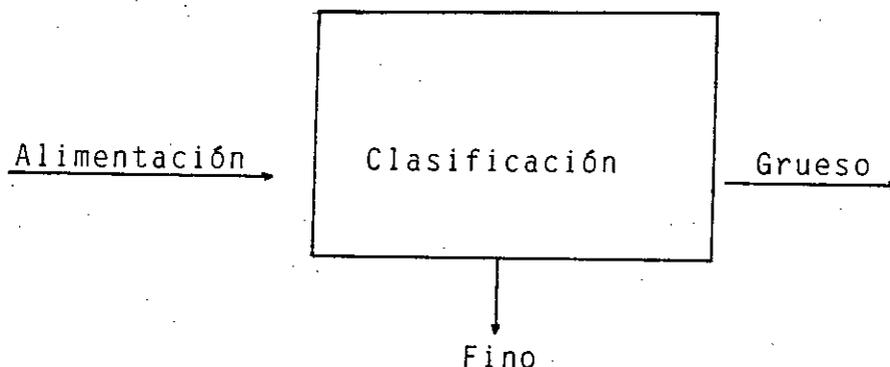
La clasificación en un fluido se basa en las leyes de movimiento de las partículas, forma de las partículas y las



propiedades del fluido y de la suspensión.

Cuando la clasificación en húmedo se efectúa sobre un material heterogéneo, lo que sucede en la práctica, toma el nombre de sorteo y pasa a constituir un proceso de preconcentración. En este caso, a las variables principales mencionadas debe agregarse la densidad de las partículas.

Representación esquemática de la clasificación:



En la clasificación el producto está integrado por las partículas gruesas que reciben el nombre de descarga y las finas que se denomina rebalse.

En una operación perfecta los productos de descarga y rebalse quedarán separados de tal modo que la descarga contenga todo el producto mayor que una cierta malla, y el rebalse, todo el material menor que esa malla.

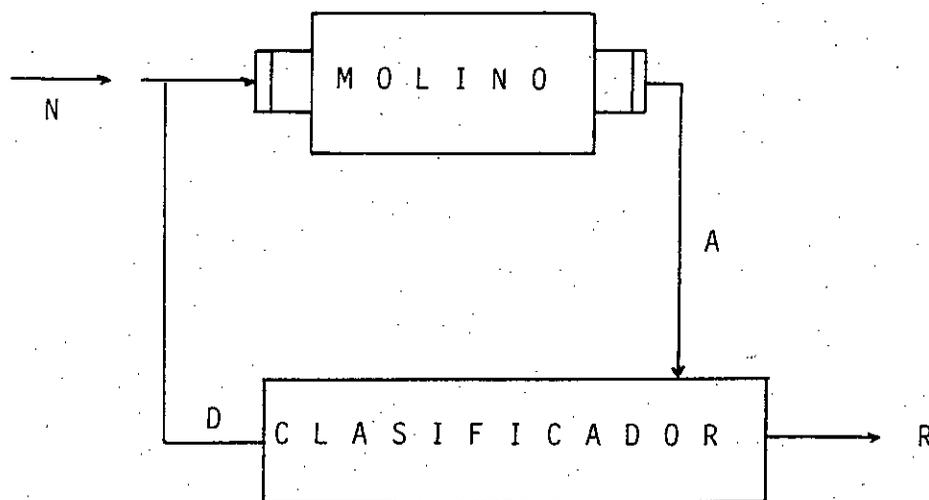
Eficiencia de Clasificación: Se define como eficiencia de clasificación a la razón entre el peso de material clasificado en la descarga y el peso de material a clasificar en la alimentación.



Carga Circulante: Un clasificador trabaja en conjunto con un equipo de reducción de tamaño. El clasificador cierra el circuito, el material proveniente del molino se lleva al clasificador donde se separa en dos fracciones. La fracción fina continúa a la siguiente operación mientras la fracción gruesa se devuelve al equipo de molienda.

La finalidad de esta combinación es eliminar de la etapa de conminución, lo más rápido posible, todas aquellas partículas que poseen un tamaño adecuado, evitando la sobre molienda del material.

Circuito de Molienda - Clasificación:

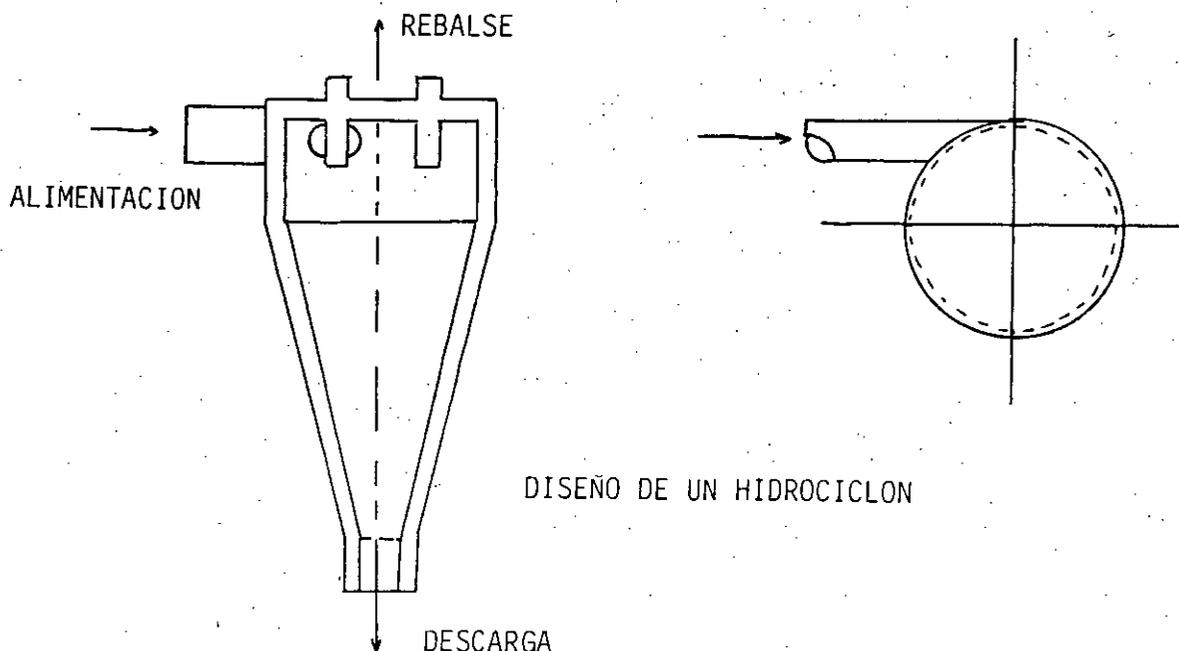


Se denomina "carga circulante" la razón entre la alimentación al molino que proviene del clasificador (D) y la carga nueva (N).

Hidrociclón: El hidrociclón es una vasija cilindro-cónica con una entrada tangencial. El equipo puede ser cilíndrico en toda su extensión, aunque generalmente es cónico en su parte inferior.

Las partículas gruesas y densas se concentran en las paredes y son llevadas hacia abajo y eliminadas por la descarga. Las partículas finas se mueven hacia el centro del hidrociclón y son transportadas hacia arriba y fuera del rebalse por una corriente central ascendente.

El núcleo del ciclón, donde se establece la corriente ascendente, puede o no estar llena de aire, esto depende del diseño de las aberturas de descarga y rebalse. Si el movimiento en la descarga se comunica a través del rebalse o descarga con la atmósfera, se desarrolla un núcleo de aire. La columna de aire puede suprimirse impidiendo esta comunicación. En caso que se produzca núcleo de aire, su diámetro depende de los tamaños de abertura de rebalse y descarga.



CURSO :

"MOLIENDA Y FLOTACION"

DESARROLLO DEL TRABAJO

Evaluación Molino N°1:

Antecedentes obtenidos de la toma de muestras:

HORA	ALIMEN. FRESCA KG/3.75 Seg.	DESCAR. MOLINO KG/Lt.	DESCAR. CICLON KG/Lt.	REBALSE CICLON KG/Lt	AMPERAJE MOLINO	VOLTAJE MOLINO
13:30	35	2,13	2,32	1,23	610	390
14:00	35	2,03	2,24	1,21	610	385
14:30	34	2,06	2,27	1,21	620	375
15:00	36	2,10	2,27	1,19	620	375
15:30	36	2,10	2,30	1,22	620	375
PROMEDIOS	35,2	2,08	2,28	1,21	616	380

Condiciones de Operación:

MOLINO

R.P.M. = 21.65

AMP = 616 A.

VOLT = 380 V.

BOMBA

R.P.M. = 693

AMP = 71 A

VOLT = 380 V

CICLON

APEX = 3 3/4"

VORTEX= 6"

PRESION = 0.6 Kg/cm²



CURSO :**"MOLIENDA Y FLOTACION"**

Análisis Granulométrico:

MUESTRA : Alimentación - Fresca

MALLA	u	P E S O S		%	
		PARCIAL	ACUMULADO	PARCIAL	ACUMULADO
2½	7.925	18.9	18.9	0.90	0.90
3	6.680	86.7	105.6	4.14	5.04
4	4.699	264.0	369.6	12.61	17.65
6	3.327	298.7	668.3	14.26	31.91
10	1.651	447.9	1.116.2	21.40	53.31
28	589	457.8	1.574.0	21.90	75.21
35	417	94.0	1.668.0	4.49	79.70
48	295	66.2	1.734.2	3.16	82.86
65	208	60.7	1.794.9	2.90	85.76
100	147	73.3	1.868.2	3.50	89.26
150	104	33.2	1.901.4	1.58	90.84
200	74	44.7	1.946.1	2.13	92.97
270	56	112.2	2.058.3	5.35	98.32
325	44	1.3	2.059.6	0.06	98.38
-325	-44	34.0	2.093.6	1.62	100.00



CURSO:

"MOLIENDA Y FLOTACION"

MUESTRA: Descarga Molino

MALLA	U	P E S O S		%	
		PARCIAL	ACUMULADO	PARCIAL	ACUMULADO
3	6.680	3.5	3.5	0.34	0.34
4	4.699	13.8	17.3	1.34	1.68
6	3.327	16.5	33.8	1.65	3.33
10	1.651	37.7	71.5	3.67	7.00
28	589	115.9	187.4	11.27	18.27
35	417	107.5	294.9	10.46	28.73
48	295	123.8	418.7	12.04	40.77
65	208	192.3	611.0	18.71	59.48
100	147	235.1	846.1	22.85	82.33
150	104	47.9	894.0	4.66	86.99
200	74	48.8	942.8	4.74	91.73
270	56	53.5	996.3	5.19	96.92
325	44	3.0	999.3	0.29	97.21
-325	-44	28.8	1.028.1	2.79	100.00



CURSO:

"MOLIENDA Y FLOTACION"

MUESTRA : Descarga Ciclón

MALLA	U	P E S O S		%	
		PARCIAL	ACUMULADO	PARCIAL	ACUMULADO
2 1/2	7.925	2.0	2.0	0.17	0.17
3	6.680	7.0	9.0	0.65	0.82
4	4.699	25.4	34.4	2.19	3.01
6	3.327	28.1	62.5	2.43	5.44
10	1.651	49.5	112.0	4.27	9.71
28	589	165.5	277.5	14.29	24.00
35	417	131.5	409.0	11.35	35.36
48	295	129.5	538.5	11.18	46.53
65	208	244.1	782.6	21.08	67.61
100	147	216.1	998.7	18.66	86.27
150	104	50.0	1.048.7	4.32	90.59
200	74	58.0	1.106.7	5.01	95.60
270	56	28.9	1.135.6	2.39	97.99
325	44	6.2	1.141.8	0.53	98.52
-325	-44	16.3	1.158.1	1.48	100.00



CURSO :

"MOLIENDA Y FLOTACION"

MUESTRA : Rebalse Ciclón

MALLA	U	P E S O S		%	
		PARCIAL	ACUMULADO	PARCIAL	ACUMULADO
35	417	0.5	0.5	0.17	0.17
48	295	1.9	2.4	0.66	0.83
65	208	3.1	5.5	2.81	3.64
100	147	24.7	30.2	8.56	12.20
150	104	44.6	74.8	15.45	27.65
200	74	39.6	114.4	13.72	41.37
270	56	24.3	138.7	8.41	49.78
325	44	9.5	148.2	3.30	53.08
-325	-44	135.4	283.6	46.92	100.00



Cálculos y Resultados.

Cálculo del tonelaje de la alimentación fresca.

Velocidad de las cintas transportadoras:

C.T. N°8 = 1.231 m/seg.

C.T. N°9 = 0.629 m/seg.

Peso de la carga en 1 m de cinta.

C.T. N°8 = 7.625 kg.

C.T. N°9 = 11.450 kg.

Tonelaje. C.T. N°8

1.321 m/s a 7.625 kg/m = 33.729 Ton.hra. $\frac{100}{100}$

(100% alimentación)

Tonelaje: C.T. N°9

0.629 m/s a 13.167 kg/m = 29.815 Ton/hra.

(88.23% alimentación)

Pesómetro = 35.2 kg/ 3.75 seg = 33.792 Ton/hra.

Alimentación fresca = 33.792 x 0.8823

Alimentación fresca = 29.815 T.M.H./hra.

28.872 T.M.S./hra.

Cálculo de la Gravedad Específica: Se efectuó mediante el Método del matraz, realizándose 2 pruebas paralelas con el fin de obtener una comprobación de los resultados obtenidos.



$$P.E. = \frac{\text{Peso material}}{\text{Peso material} + \text{peso H}_2\text{O} - \text{peso pulpa}}$$

Volumen utilizado = 250 c.c.

Peso material = 100 grs (100%-150 M.T.)

Peso matraz 1 = 89.00 grs.

Peso total 1 = 407.10 grs.

Peso pulpa 1 = 318.10 grs.

Peso matraz 2 = 89.10 grs.

Peso total 2 = 406.80 grs.

Peso pulpa 2 = 17.70 grs.

$$P.E.1. = \frac{100}{100 + 250 - 318.1} = 3.135 \approx 3.1$$

$$P.E.2. = \frac{100}{100 + 250 - 317.7} = 3.096 \approx 3.1$$

Por lo tanto la gravedad específica del mineral es de 3.1.

Cálculo de Carga Circulante (C.C):

$$\% C.C. = \frac{\text{Descarga Molino} - \text{Rebalse Ciclón}}{\text{Descarga Ciclón} - \text{Descarga Molino}} \times 100$$



CURSO:

"MOLIENDA Y FLOTACION"

MALLA	U	DESCARGA MOLINO	DESCARGA CICLON	REBALSE CICLON	% CARGA CIRCUL.
2 1/2	7.925	-	0.17	- -	7.1
3	6.680	0.34	0.82	-	7.1
4	4.699	1.68	3.01	-	126
6	3.327	3.33	5.44	-	158
10	1.651	7.00	9.71	-	258
28	589	18.27	24.00	-	319
35	417	28.73	35.36	0.17	431
48	295	40.77	46.53	0.83	693
65	208	59.48	67.61	3.64	687
100	147	82.33	86.27	12.20	1.780
150	104	86.99	90.59	27.65	1.648
200	74	91.73	95.60	41.37	1.301
270	56	96.92	97.99	49.78	4.406
325	44	97.21	98.52	53.08	3.369
-325	-44	100.00	100.00	100.00	-

C.C. = 808%

Carga circulante 808, promedio descartando las dos primeros y dos últimos.



CURSO :

"MOLIENDA Y FLOTACION"

Cálculo de Eficiencia de Molienda:

$$\% \text{ EFICIENCIA} = \frac{\text{Alimentación Compuesta-Descarga Molino}}{\text{Alimentación compuesta}}$$

Alimentación Compuesta = Alimentación fresca Descarga
ciclón x Carga circulante.

MALLA	A F	DC x 808	SUMA	A.C.	D.M.	% EFICIENCIA
2½	0.90	1.37	2.27	0.25	--	100.00
3	5.04	6.63	11.67	1.29	0.34	73.64
4	17.65	24.32	41.97	4.62	1.68	63.64
6	31.91	43.96	75.87	8.36	3.33	60.17
10	53.31	78.46	131.77	14.51	7.00	51.76
28	75.21	193.92	269.13	29.64	18.27	38.36
35	79.70	285.63	365.33	40.23	28.73	28.59
48	82.80	375.96	458.82	50.53	40.77	19.32
65	85.76	546.29	632.05	69.60	59.48	14.54
100	89.26	697.06	786.32	86.60	82.33	4.93
150	90.84	731.97	822.81	90.62	86.99	4.00
200	92.97	772.45	865.42	95.31	91.73	3.76
270	98.32	791.76	890.08	98.02	96.92	1.12
325	98.38	796.04	894.42	98.50	97.21	1.31
-325	100.00	808.00	908.00	100.00	100.00	0.00



Eficiencia de Clasificación:

MALLA	u	ALIMEN TACION	UNDER FLOW	OVER FLOW	U x 0.8899	O x 0.1101	EFICIEN CIA
2½	7.925	0.15	0.17	--	0.15	--	100.0
3	6.680	0.58	0.65	--	0.58	--	100.0
4	4.699	1.95	2.19	--	1.95	--	100.0
6	3.327	2.16	2.43	--	2.16	--	100.0
10	1.651	3.80	4.27	--	3.80	--	100.0
28	589	12.72	14.29	--	12.72	--	100.0
35	417	10.12	11.35	0.17	10.10	0.02	99.8
48	295	10.02	11.18	0.66	9.95	0.07	99.3
65	208	19.07	21.08	2.81	18.76	0.31	98.4
100	147	17.55	18.66	8.56	16.61	0.94	94.6
150	104	5.54	4.32	15.45	3.84	1.70	69.3
200	74	5.97	5.01	13.72	4.46	1.51	74.7
270	56	3.06	2.39	8.41	2.13	0.93	69.6
325	44	0.83	0.53	3.30	0.47	0.36	56.6
325	44	6.49	1.48	46.92	1.32	5.17	20.3



CURSO:

"MOLIENDA Y FLOTACION"

Eficiencia Corregida:

MALLA	U	EFICIENCIA			EFICIENCIA CORREGIDA
2½	7.925	100.0	0.0	0.0	100.0
3	6.680	100.0	0.0	0.0	100.0
4	4.699	100.0	0.0	0.0	100.0
6	3.327	100.0	0.0	0.0	100.0
10	1.651	100.0	0.0	0.0	100.0
28	589	100.0	0.0	0.0	100.0
35	417	99.8	0.2	0.25	99.75
48	295	99.3	0.7	0.88	99.12
65	208	98.4	1.6	2.00	98.00
100	147	94.6	5.4	6.78	93.22
150	104	69.3	30.7	38.52	61.48
200	74	74.7	25.3	31.74	68.26
270	56	69.6	30.4	38.14	61.86
325	44	56.6	43.4	54.45	45.55
-325	-44	20.3	79.7	100.00	0.00



Cálculo de Índice de Trabajo:

Cálculo de W_T

W_T = Potencia total consumida: consumo total de fuerza matriz en KWH, para moler (T) toneladas métricas en una hora.

$$W_T = \frac{V \times I \times \cos \varphi \sqrt{3}}{1.000}$$

Datos:

$$V = 380 \text{ V.}$$

$$I = 616 \text{ A.}$$

$$\cos \varphi = 0.85$$

$$W_T = \frac{380 \times 616 \times 0.85 \times 1.73}{1.000}$$

$$W_T = 3.44 \text{ K.W.H.}$$

Cálculo de W:

W = Potencia unitaria consumida : consumo de fuerza matriz en KWH/ton corta.

$$W = \frac{W_T \times 0.907}{T}$$

$$T = \text{ton métricas/hora}$$

$$T = 28.872 \text{ ton/hora}$$

$$W = \frac{344 \times 0.907}{28.872}$$

$$W = 10.81 \text{ KWH/ton corta}$$



Cálculo de W_i :

W_i = Work Index (Indice de Trabajo) = Factor relativo a los KWH/ton: corta, requeridos para reducir un cierto material, desde un tamaño teóricamente infinito hasta 80% bajo la malla de 100 μ .

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

Datos:

$$W = 10.81 \text{ KWH/ton corta.}$$

$$F = 4.400 \text{ u (Alimentación)}$$

$$P = 120 \text{ u (Producto)}$$

$$W_i = 10.81 \frac{\sqrt{4.400}}{\sqrt{4.400} - \sqrt{120}} \frac{\sqrt{120}}{10}$$

$$W_i = 12.95 \text{ KWH/ton corta.}$$

Cálculo de la Carga Total de Bolas de Molino:

Cálculo del volumen útil del molino

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

$$\text{Datos: } D_u = 103.5'' = 8.625'$$

$$L_u = 108.0'' = 9.0'$$

$$V_u = \frac{\pi}{4} (8.625)^2 \times 9.0$$

$$V_u = 526 \text{ p}^3$$



Cálculo del volumen ocupado por las bolas

$$V_b = V_u \times V^*b$$

Datos: $V^*b =$ grado de llenado

$$V^*b = 0.48\%$$

$$V_b = 526 \times 0.48$$

$$V_b = 253 \text{ p}^3$$

Cálculo de la carga total de bolas.

Por información obtenida de catálogo del fabricante de bolas se tiene:

$$253 \text{ p}^3 = 32.484 \text{ Kg.}$$

Carga total : 32.484 Kg.

Cálculo del tamaño máximo de bolas, B:

$$B = \left(\frac{F_{80}}{K} \right)^{1/2} \left(\frac{W_i \times P}{100 \times N^* \times \sqrt{D}} \right)^{1/3}$$

Datos: $F_{80} = 4.400 \text{ u}$

$K =$ constante empírica = 350 para molino de bolas.

$W_i = 12.95$

$D = 8.625'$

$P = 3.1$ gravedad específica del mineral.

$N^* =$ Fracción de la velocidad crítica.

$$N^* = N \times 0.01305 \sqrt{D}$$

$N =$ R.P.M. del molino = 21.654

$$N^* = 21.654 \times 0.01305 \sqrt{8.625}$$

$$N^* = 0.8282$$



$$B = \left(\frac{4.400}{350} \right)^{1/2} \left(\frac{12.95 \times 3.1}{100 \times 8.8282 \times \sqrt{8.625}} \right)^{1/3}$$

B = 1.945" se deberá usar el diámetro de bola inmediatamente mayor que se fabrica, entonces, B = 2.0".

Cálculo de la Carga Balanceada de Bolas:

Considerando que la distribución por tamaño de la carga de bolas, sigue la ecuación de Schuhmann con un tamaño máximo igual a B = 2.0".

El módulo de distribución m = 2.0

$$F_B (X) = \left(\frac{X}{B} \right)^m$$

$$F_{2.0} (1.0") = \left(\frac{1.0}{2.0} \right)^{2.0} = 0.25 = 25\%$$

$$F_{2.0} (1.5") = \left(\frac{1.5}{2.0} \right)^{2.0} = 0.56 = 56\%$$

$$F_{2.0} (2.0") = \left(\frac{2.0}{2.0} \right)^{2.0} = 1.00 = 100\%$$

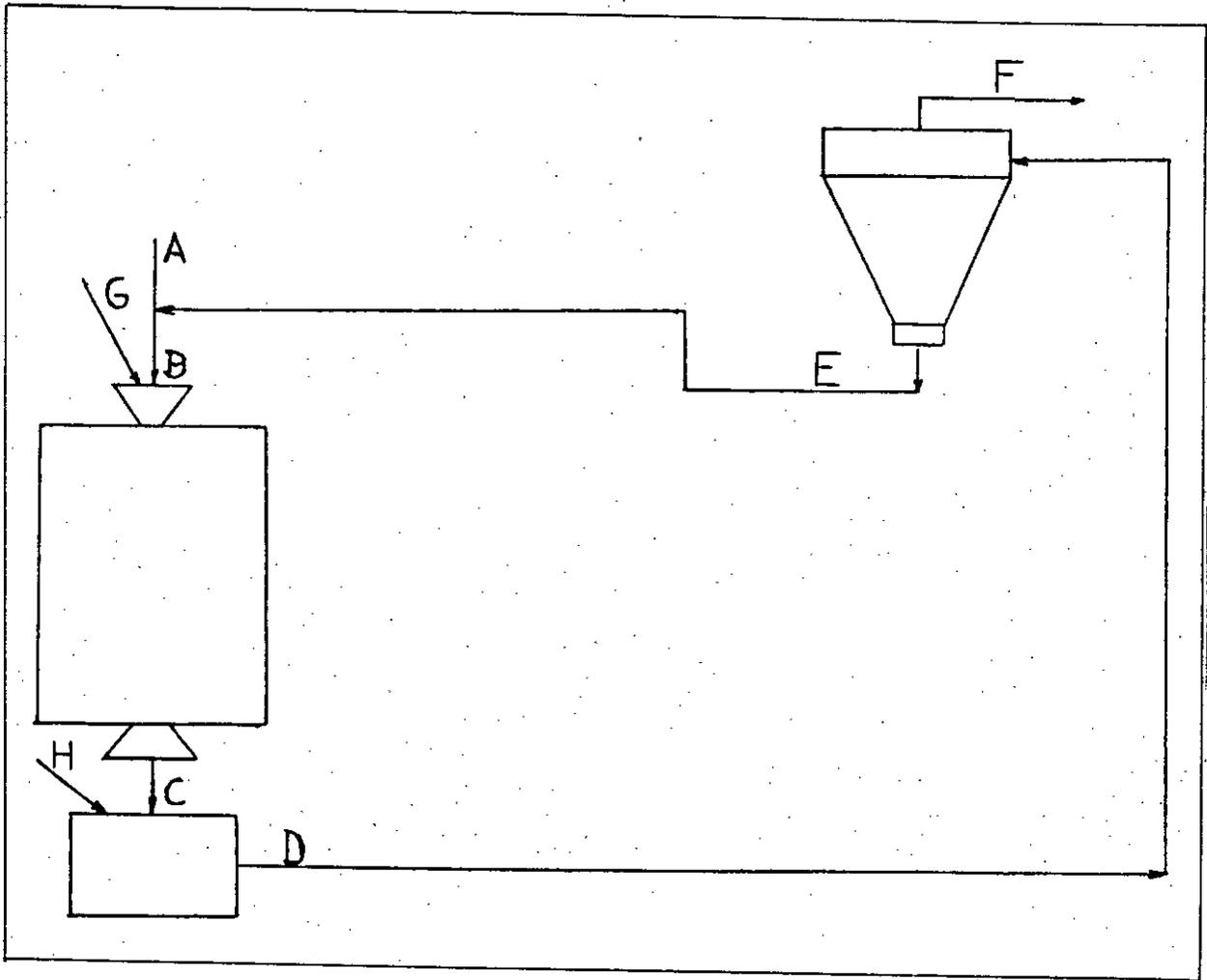
Carga balanceada de Bolas:

DIAMETRO	% PARCIAL	% ACUMULADO	K.G.S
1"	25.0	25.0	8.121
1.5"	31.0	56.0	10.070
2.0"	44.0	100.0	14.293
TOTALES	100.00		32.484



Cálculo de Bomba y Ciclón:

Balance de flujos del circuito:



PUNTO	% SOLIDO	% SOLIDO	DENS. PULPA	M ³ /H	M ³ /H	G.P.M.
A	28.872	97.10	--	0.862	--	
B	262.158	84.30	2.08	48.643	133.210	
C	262.158	77.00	2.08	78.307	162.874	
D	262.158	66.56	1.21	131.690	216.257	952
E	233.286	83.00	2.28	47.781	123.035	
F	28.872	25.60	1.21	83.909	93.233	
G				29.664		
H				53.382		

-Cálculo de Bomba:

Diferencia de cota = 6 m = 19.68'	19.68'
Longitud cañería = 12 m = 39.36' (s/catál)	4.14'
Presión = 0.6 Kg/m ²	19.72'

(De acuerdo a catálogo Krebs, separación en malla 100, corresponde una presión de 0.6 kg/cm²).

Columna de agua =	43.54'
Columna de pulpa (densidad = 1.81) =	78.80'

De acuerdo a catálogo de bomba:

Se necesita una bomba de 6" x 8", con un 750 R.P.M. y un motor de $33 \times 1.81 = 59.73$ HP, por lo cual es necesario uno de 60HP.



Diámetro del Ciclón:

$$\text{Flujo} = 216.257 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$\text{Area} = \frac{216.257}{60} = 3.604 \text{ cm}^2$$

$$60 = \text{constante empírica}$$

$$\emptyset = 2 \sqrt{\frac{3604}{\pi}} = 67.74 \text{ cm} = 26.67''$$

Diámetro del Apex:

$$\text{Flujo} = 123.035 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$\text{Area} = \frac{123.035}{750} = 164 \text{ cm}^2$$

$$750 = \text{constante empírica}$$

$$\emptyset = 2 \sqrt{\frac{164}{\pi}} = 14.45 \text{ cm} = 5.69''$$

Diámetro del Vortex:

$$\text{Flujo} = 93.223 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$\text{Area} = \frac{93.223}{200} = 466 \text{ cm}^2$$

$$200 = \text{constante empírica}$$

$$\emptyset = 2 \sqrt{\frac{466}{\pi}} = 24.36 \text{ cm} = 9.59''$$



CONCENTRACION DE MINERALES.

Introducción:

El campo de beneficio de minerales o el procesamiento de minerales, comprende todas las actividades tecnológicas desde recepción de minerales de la mina hasta la entrega de productos concentrados a la industria química y metalúrgica o al mercado.

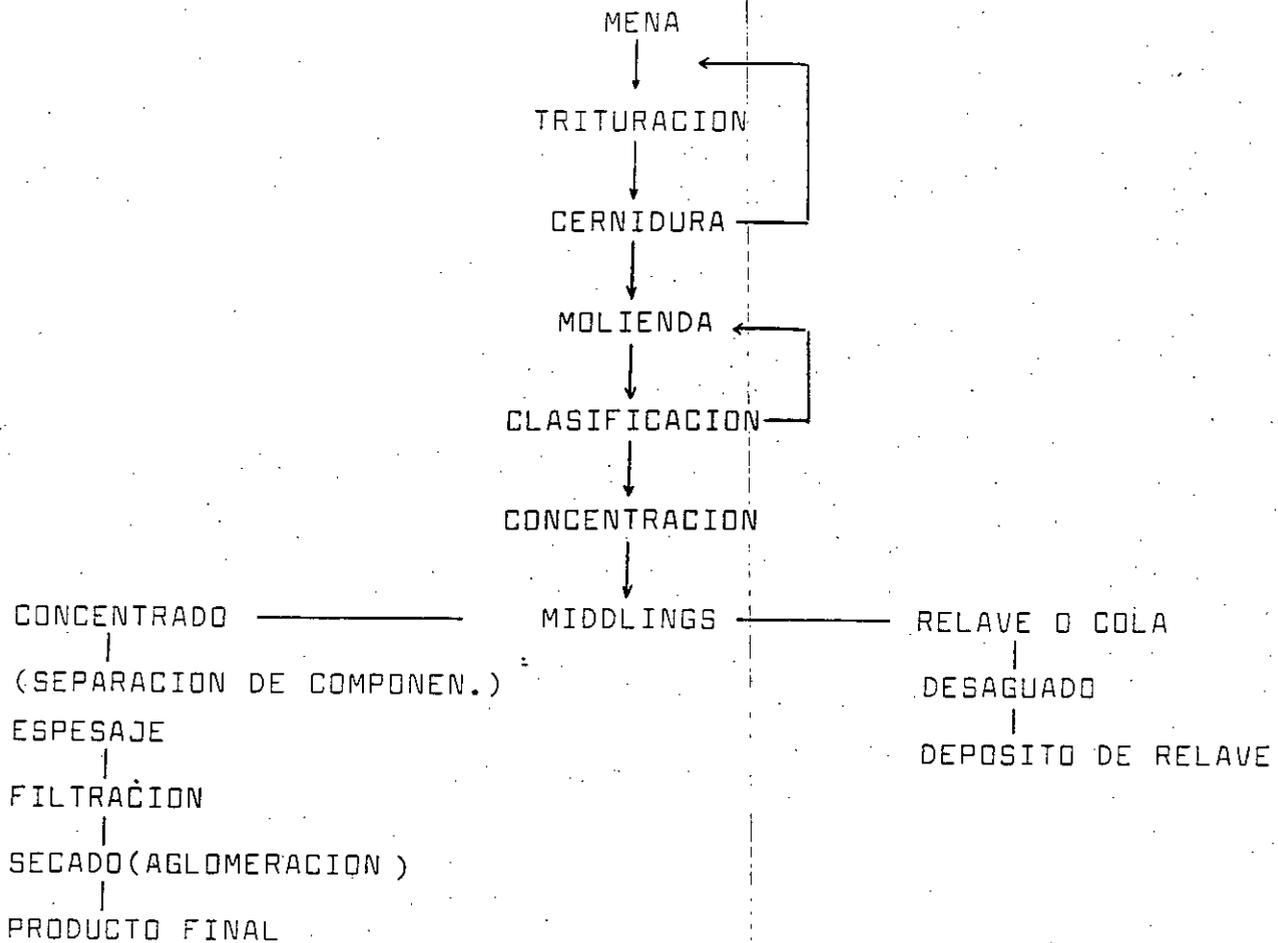
La importancia radica en la concentración de minerales que puede definirse como un proceso mediante el cual se obtiene a partir de una mena cruda, uno o más productos concentrados de un alto valor comercial y técnico y un producto estéril o relave sin valor comercial, esto es, sin que sean destruidas las propiedades físicas y físicoquímicas de las especies mineralógicas que constituyen la mena.

En el tratamiento de todo mineral existen generalmente tres etapas o procesos generales:

1. Trituración o molienda.
2. Concentración.
3. Eliminación del H_2O de los concentrados y relaves.

Estas etapas se pueden apreciar en el siguiente diagrama general:





La operación de trituración y molienda son necesarias debido a que una especie mineralógica debe quedar la máxima libre para poder concentrarla.

Las operaciones de separación de componentes, secado y aglomeración son necesarias dependiendo del mineral que se trata y de las exigencias técnica-económicas que se necesitan.

Una vez que el mineral adquiere su tamaño apropiado y está separado de la ganga puede procederse a su concentración y esta operación se basa en las diferentes propiedades físicas y físico-químicas entre los minerales y la ganga. Estas propiedades son tales como:



1. Gravedad específica.
2. Reactividad superficial.
3. Permeabilidad magnética.
4. Conductividad eléctrica.
5. Color, brillo.
6. Radioactividad.
7. Forma.
8. Textura.

Razones y objetivos.

"Se llega a escoger el método de tratamiento para una mena cualquiera eligiendo la eficacia de varios procedimientos de concentración y su correspondiente valor de venta de los productos con los costos de tratamiento de la mena".

"Lo que determina la posición económica de una empresa entre sus competidores es el margen entre el costo de producción y el valor del producto".

"La única medida verdadera de la eficiencia de una instalación determinada es la relación existente entre el beneficio seguro del concentrado obtenido y el valor potencial del estéril del lavadero".

"La concentración tiene por objeto obtener un producto que se pueda vender a un precio máximo con un costo mínimo total".

Estos razonamientos hechos por personas con largos años de experiencias resumen las razones y objetivos del procesamiento de minerales, razones que son de orden técnico como económico.



Técnicamente, un determinado mineral tiene que cumplir exigencias como son: ley del mineral, tamaño de partículas, contenido de humedad e impurezas, especialmente los minerales no metálicos como son: azufre, grafito, asbesto, sal mica, etc. y metálicos como molibdenita que debe ser de la ley más alta posible, cuando esto no sucede el producto o concentrado sufre un castigo de tal modo que se justifica una pérdida de mineral considerable durante su concentración para que logre la ley especificada en el mercado; pero una gran pérdida influye en los costos de tal modo que tiene que existir un balance equilibrado entre las ganancias obtenidas y el costo de tratamiento.

Tecnológicamente el beneficio de minerales hace posible:

1. Explotación de menas de baja ley.
2. Facilita la extracción de los componentes útiles, que sin beneficio sería menos eficiente o imposible.

Para seguir un tratamiento metalúrgico o pirometalúrgico por ejemplo, la mena tiene que contener una cierta cantidad de metal, las menas de cobre tienen un 5% a 6% de Cu para ser fundidas en forma directa, esto es necesario para que el eje se pueda separar de la escoria y para que el proceso sea económico.

En caso que la mena contenga una ley inferior el proceso puede ser posible pero antieconómico (mayor volumen de escoria) y si es del orden 1% de Cu la fundición no es posible. Es aquí donde el beneficio de minerales entra a formar parte importante en la industria minera, puesto que sin beneficio de minerales, el yacimiento no tendría una

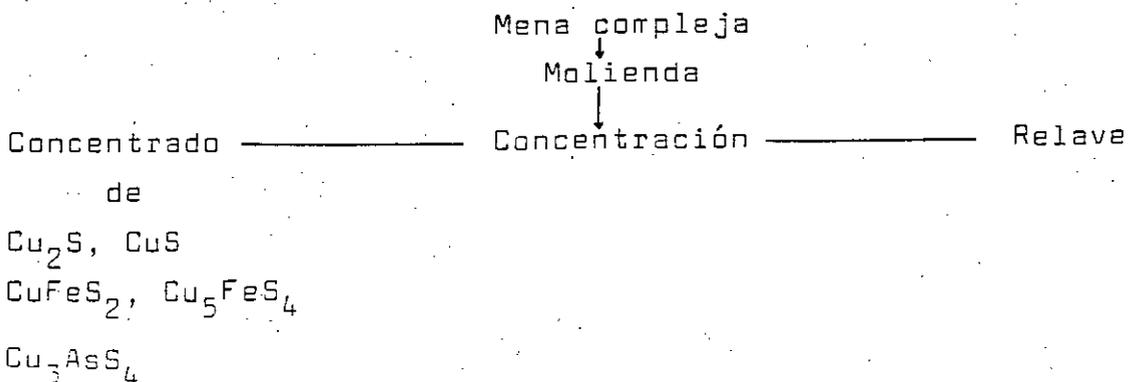


Idealmente debería obtenerse dos productos, un concentrado y una cola pero en la práctica nunca se obtienen estos resultados, puesto que parte de la galena pasa a la calcita y parte de la cola al concentrado.

En la mayoría de los casos se obtienen productos medios que en este ejemplo estaría compuesto de galena y calcita que no puede considerarse como concentrado ya que bajaría la ley y no puede considerarse como cola ya que la recuperación o eficiencia bajaría, de aquí entonces que este producto medio la mayoría de las veces es sometido a un retratamiento, que debe tener un fundamento técnico-económico que dependería de la mena de que se trate.

Cuando hay yacimientos que contienen más de un mineral económicamente recuperable entonces procederán varias etapas de concentración, incluyendo al concentrado y la cola primaria como alimentación de siguientes etapas de concentración.

En el caso de una mena monometálica o como el caso de una mena compleja se procede así:



Características de las partículas:

Las características de las partículas vistas anteriormente pueden combinarse para facilitar la concentración o bien pueden interferir entre sí para dificultar la concentración.

CONCENTRACION POR FLOTACION:

La flotación es una operación de separación de materias de distinto origen que se efectúa desde sus pulpas acuosas por medio de burbujas de gas y a base de sus propiedades hidrofóbicas e hidrofílicas.

Este tratamiento implica crear condiciones favorables para que, partículas provenientes de una pulpa mineral, puedan adherirse a burbujas de aire. Estas burbujas transportan los minerales seleccionados a la superficie formando una capa de espuma concentrada a una cierta estabilidad y desde la cual se extraen en forma mecánica formando un concentrado, quedando en la pulpa en suspensión, los otros minerales que no interesan. Generalmente este proceso se lleva a cabo a un tamaño inferior a 48 mallas (0,295 mm).

Para que pueda desarrollarse en forma eficiente, es necesario someter los minerales a una molienda fina a fin de producir una liberación total o parcial.

Aplicación: En la actualidad es el proceso más eficaz, más usado y el más complejo de todos los métodos de concentración de minerales en uso por la industria metalúrgica.

Se puede aplicar a cualquier mezcla de partículas que



se hallan liberadas unas a otras y sean lo suficientemente finas para poder ser elevadas por las burbujas de aire.

No obstante esta amplitud de un pequeño grupo que es el siguiente:

Minerales Sulfurados:

Cobre	Hierro	Cobalto
Plomo	Molibdeno	Niquel
Zinc	Antimonio	Arsénico

Minerales no-sulfurados:

Fosfatos		Tungastatos
NaCl	Alizas	Carbón
K Cl	Feldespatos	etc.

Elementos de la flotación:

El proceso de flotación contempla la presencia de tres fases:

- Sólido : representada por los materiales a separar.
- Líquido : es el agua, que debido a sus propiedades específicas, constituye el medio ideal para la separación.
- Gaseoso : el gas utilizado es el aire que se inyecta a la pulpa o que se aspira en forma mecánica.

El proceso de flotación está basado en las propiedades hidrofóbicas e hidrofílicas de los minerales a separar, o sea, su comportamiento a la mojabilidad por el agua.

Hidrofóbicos : Metales nativos, sulfuros de los metales y y especies como grafito, carbón o talco. (poco mojables por el agua).



Hidrofílicos : Oxidos, sulfatos, silicatos, carbonatos y otros minerales que constituyen la ganga (mojables por el agua).

Además se observa que los minerales hidrofóbicos son aerofílicos, o sea, tienen afinidad por las burbujas de aire, mientras que los hidrofílicos son aerofóbicos, o sea, rechazan el aire.

Aprovechando estas propiedades, se puede separar desde una mezcla de partículas en una pulpa, introduciendo una corriente de aire, en la cual las partículas aerofílicas se pegarán a las burbujas de aire y viajarán a la superficie de la pulpa, eliminando por el fondo las partículas aerofóbicas.

El proceso abarca los siguientes pasos:

1. Moliendo el mineral a un tamaño lo suficientemente fino, para que se produzca la liberación de las partículas de minerales valioso de las estériles.
2. Preparación de las condiciones favorables para la adherencia de los minerales deseados a las burbujas de aire.
3. La creación de una corriente ascendente de burbujas de aire en la pulpa (aire inyectado mecánicamente o por aspiración, debido a la agitación de la pulpa).
4. Formación de una espuma cargada de mineral en la superficie de la pulpa, y
5. Remoción de la espuma cargada de mineral útil.



Para cumplir la etapa 4, es necesario lograr la adherencia de las partículas minerales deseadas a las burbujas lo que se consigue formando una película hidrofóbica sobre las partículas que deben flotar y una película hidrofílica o humectable en las demás. Esto se logra mediante la adición de reactivos llamados colectores, además de otro reactivo llamado modificador cuyo objetivo es preparar la superficie para la absorción de los colectores. Para producir una espuma estable y pareja se agregan otros reactivos llamados espumantes.

Reactivos de flotación:

Los reactivos de flotación son los elementos que mayor influencia tienen en el proceso, tanto en la calidad de los productos como su selectividad y su recuperación.

Se pueden clasificar en tres grupos:

1. Colectores
2. Espumantes
3. Modificadores

Colectores: Tienen la función de variar la superficie de los minerales de tal forma que sean atraídos por la burbuja de aire. Son compuestos orgánicos, heteropolares, en que la parte polar es la parte activa que los une a la superficie del mineral por medio de un mecanismo de adsorción. De esta forma, la función principal de los colectores es la de proporcionar propiedades hidrofóbicas a las superficies de los minerales.

Los colectores se distribuyen en dos grandes grupos bastantes dispares:

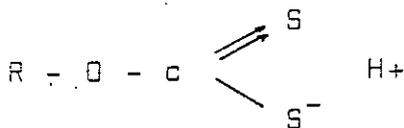
- Aniónicos.



- Catiónicos;

basados sobre el criterio formal de si un colector al disociarse en agua, en su parte principal, o sea, el radical con una buena parte del grupo polar, es un catión o un anión.

El grupo aniónico es el más importante y está formado por una gran variedad de reactivos entre los cuales no cuentan los xantatos que son sales del ácido ditiocarbónico (de Na o K). Su parte polar se orienta hacia la fase líquida dando la propiedad de hidrofobicidad, está formada por un radical de hidrocarburo saturado y su fórmula se denota como sigue:



son los colectores más usados en la flotación de minerales sulfurados y su dosis varía entre 5 y 100 gr/ton. y se agrupan en forma de soluciones acuosas al 10%.

Otros grupos de colectores aniónicos son los aerofloats ácidos carboxílicos, aminas, etc.

El grupo catiónico está representado por las aminas y sales cuaternarias de amonio. Los más usados en flotación son las aminas cuya cadena del hidrocarburo varía entre 8 y 22 átomos de carbono. Sus usos principales están en la flotación de wolframatos, cromatos, silicatos, cuarzos.

Espumantes: Permiten la formación de una espuma estable, de tamaño de burbujas apropiado para llevar los minerales al concentrado. Son sustancias orgánicas heteropolares, que se adsorben selectivamente en la interfase gas-líquido para formar una espuma estable. La parte apolar es generalmente un



radical orgánico (afinidad por el aire) y la parte polar se caracteriza por la presencia del grupo hidroxilo que los hace hidrofílicos (ávido de agua).

Son compuestos análogos en su estructura a los ferencia con éstos, sin embargo, radica en el carácter del grupo polar que en los colectores es un grupo químicamente activo para reaccionar con la superficie de los minerales, mientras que en los espumantes es un grupo de gran afinidad por el agua.

Entre los productos más usados como espumantes, se encuentran el aceite de pino, el ácido cresílico, el aceite de eucalipto y otros ácidos naturales, además de algunos alcoholes sintéticos y otros naturales que se obtienen por destilación de productos naturales.

Normalmente las dosis de espumantes varían ampliamente y en forma bastante relativa dependiendo del mineral a flotar, hasta 200 ó 600 gr/ton.

Modificadores: La función específica de éstos, es preparar las superficies de los minerales para la adsorción o desorción de un cierto reactivo sobre ellos. La clasificación tradicional para estas modificaciones es según su acción en:

- a) Reguladores del medio o de pH.
- b) Activadores.
- c) Depresores.

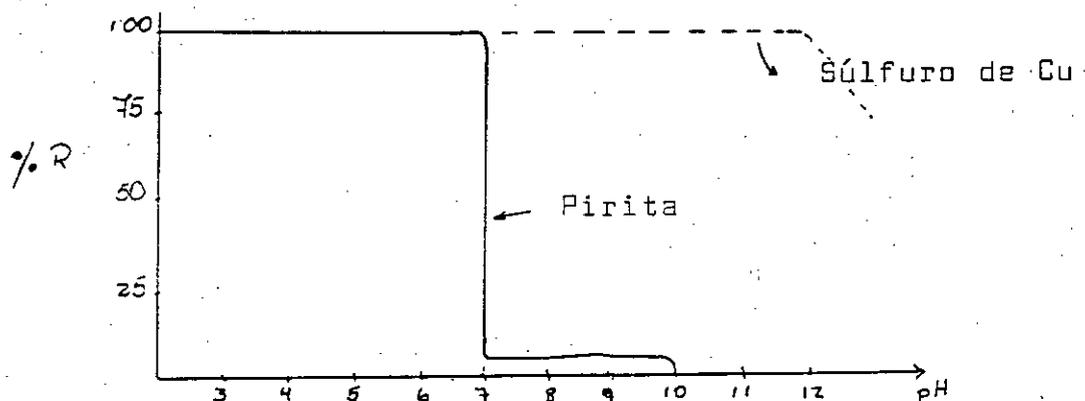
a) Los reguladores de pH controlan la concentración iónica del colector en la pulpa y su reacción con la superficie de los minerales, mediante hidrólisis en agua con reacción ácida o alcalina.



($\text{pH} = -\log.[\text{H}^+]$).

Los más usados son la cal o $\text{Ca}(\text{OH})_2$, Na_2CO_3 , H_2SO_4 , NaOH , etc.

Un ejemplo de la importancia práctica de la modificación del pH se ve en la figura siguiente:



En circuito ácido (pH 7) todos los sulfuros de cobre y la pirita flotan muy bien, obteniendo buenas recuperaciones. Sin embargo, en circuito alcalino (pH 7) se deprime totalmente la pirita.

b) Las modificaciones activantes tienen como función la de aumentar la adsorción de los colectores sobre la superficie de los minerales o para fortalecer el enlace entre la superficie y el colector. Esto lo realizan limpiando la superficie de un mineral afectado por un proceso secundario como es la oxidación y floculación de lamas, o formando sobre el mineral una capa particularmente favorable para la adsorción del colector. Ejemplo de éstas son algunos ácidos, sulfuro de sodio, etc.

c) Los modificadores depresores tienen una función contraria



CURSO:

"MOLIENDA Y FLOTACION"

a los activantes y sirven para hacer disminuir la flotabilidad de un mineral haciendo su superficie más hidrofílica o impidiendo la adsorción de colectores. Una manera de conseguir este objetivo es introducir en la pulpa un ión que compita con el ión del colector por la superficie del mineral. En este caso, naturalmente, si el colector es del tipo aniónico, el ión del depresor en cuestión también tiene que ser en anión y viceversa. Ejemplo el H_2S^- , CS^- , etc.

Los depresores son usados en la "flotación diferencial o selectiva", en la cual se desea separar dos o más minerales que son muy similares en su flotabilidad.

Mecanismo de la Separación:

Es sabido que pocos minerales tienen propiedades hidrofóbicas suficientemente fuertes como para que puedan flotar, luego es necesario hacerlas flotables mediante la adición de estos reactivos.

La partícula mineral quedará cubierta por el colector, que se afirma en su red cristalina por medio de su parte polar, proporcionándole con sus parte apolar propiedades hidrofóbicas. (Ver figura 1.)

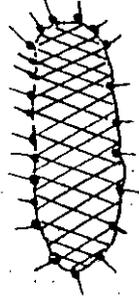


Fig.: 1. Partícula hidrofobizada con colector

La burbuja de aire es necesaria para recoger y transportar las partículas a la superficie. Con el agregado del es-

mante, las burbujas se catalizan y éstos se adsorven en la interfase gas-líquido con las partes polares hacia el agua y las partes apolares hacia la burbuja misma (ver fig. 2). Luego es necesario el encuentro de la burbuja con el mineral hidrofobizado, lo que se realiza por la agitación dentro de la máquina misma. Los conceptos modernos de la dinámica del contacto entre la burbuja y la partícula consideran que el encuentro entre ambos se efectúa como una colisión elástico con nuevos choques hasta que se asocian. Luego la partícula es transportada a la superficie. (ver fig. 2)

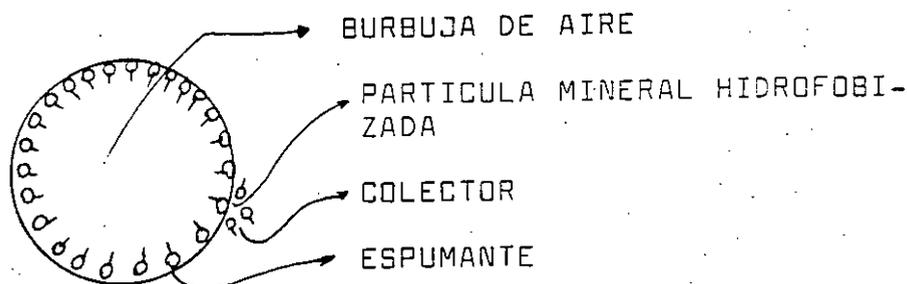


Fig.: 2. Mineralización de las burbujas de aire.

Equipos de flotación:

Como para este proceso hay que poner en contacto íntimo los minerales, el agua, los reactivos y el aire y en etapas anteriores los tres primeros componentes ya están presentes, para la máquina de flotación misma queda solamente la función fundamental de introducir el aire en la pulpa.

Según el método de introducción del aire se distinguen diferentes tipos de máquinas de las cuales las principales son:

1. Máquina Mecánica, en que el aire se introduce por agitación mecánica y en cuya distribución es de fundamental importancia

un agitador.

2. Máquina neumáticas, en que el aire se introduce bajo presión en la parte inferior y en que no existen partes de agitación mecánica.

3. Máquinas de vacío, en que la generación de aire se produce haciendo vacío en una pulpa saturada en aire y en que tampoco hay partes de agitación mecánica.

Actualmente son de verdadera importancia tecnológica tres máquinas: las de Denver, de Fagergren y de Agitar, todas ellas del tipo mecánico. Nos referimos sólo a la primera de ellas.

Máquina Denver Sub-A: Consisten en celdas cuadrículadas hechas de madera o acero, cada una con su propio agitador y reunidas en grupos de 2, 4, 6, 8 ó más según necesidades (ver fig. 3).

El principio de funcionamiento se puede apreciar en la fig. 4, la alimentación se introduce por un tubo lateral inclinado que descarga la pulpa directamente sobre un agitador que es un disco de seis paletas, orientadas hacia arriba (ver fig. 5). Se encuentra situado debajo de un difusor estacionario con orificios que sirven para la mejor dispersión de las burbujas de aire, y con paletas orientadas hacia abajo para la mejor dispersión de la pulpa. El agitador se hace funcionar por un motor que transmite su movimiento rotatorio mediante un eje control que se encuentra en un tubo que sirve para hacer el aire exterior hasta la pulpa. Al hacer funcionar el agitador con una velocidad periférica que pueda variar entre 500 y 600 m/min., empieza a succionar el aire por un orificio situado en la parte superior del tubo. Las burbujas mineralizadas suben a la superficie y los relaves junto a las partículas no recuperadas siguen su camino por gravedad bajo la presión de la pulpa nueva que llega a la pulpa a través de una compuerta ajustable



para entrar por un tubo inclinado a la próxima celda. El concentrado con las burbujas mineralizadas se retira por la parte superior a una corona por medio de paletas giratorias o bien por lavada con agua.

Acondicionamiento: Antes de la flotación, en las pulpas tienen que agregarse y acondicionarse los reactivos. La alimentación se hace con alimentadores que varían de tipo, según la naturaleza del reactivo y el volumen de alimentación. Para el acondicionamiento de las pulpas se usan en estanques agitadores que son simplemente recipientes cilíndricos con un agitador en el centro.

Si la pulpa llega ya acondicionada desde la sección de molienda, para su mejor repartición y obtención de una cabeza pareja se usan cajones repartidores. Su única función es la de proveer a las máquinas de flotación de un tonelaje preciso y dentro de lo posible suavizar las variaciones que puedan surgir en la ley de la cabeza, granulometría y cantidad de reactivos.

Eficiencia de las operaciones de Concentración.

Independiente del método usado en las operaciones de concentración de minerales el objetivo siempre es el mismo, o sea, tomar el agregado natural de minerales y separarlos mecánicamente en dos o más productos de minerales. Los minerales valiosos son los concentrados y los sin valor son las colas.

Tales operaciones nunca son perfectas y depende de la eficiencia de la operación la calidad del concentrado o cola obtenida.

Una forma de medir cuan eficiente ha sido una opera-



ción de concentración, es utilizar los conceptos de recuperación y razón de concentración.

Recuperación Metalúrgica (RM).

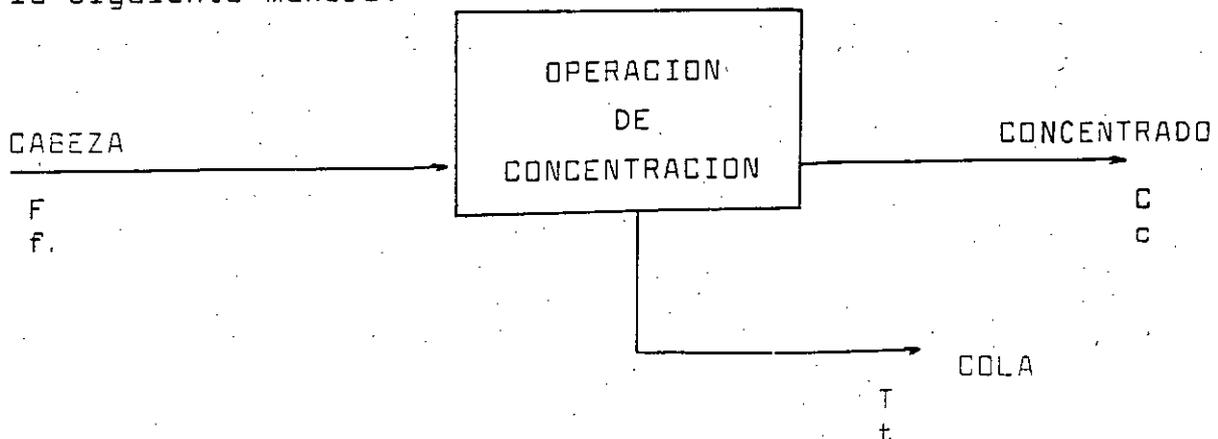
Es el porcentaje de metal contenido en la mena alimentada y que es recuperado en el concentrado. Así una recuperación de 95% de cobre significa que de 100 kg de cobre fino alimentados a través de la mena, 95 kg se obtienen en el concentrado y los otros 5 kg se pierden en la cola o relave.

Razón de concentración (RC).

Es la razón de pesos entre la mena alimentada al concentrado obtenido. Así, una $RC = 20:1$, significa que se obtiene 1 ton de concentrado por cada 20 tons de mena alimentada.

Cálculo de RM y RC.

Una operación de concentración puede esquematizarse de la siguiente manera:



donde:

F : peso (o peso/unidades de tiempo) alimentada a la operación

C : peso (o peso/unidades de tiempo) obtenido como concentrado

T : peso (o peso/unidades de tiempo) obtenido como cola o relave.

f : ley en metal útil en la cabeza.

c : ley en metal útil en el concentrado.

t : ley en metal útil en el relave.

Matemáticamente RM queda expresado como:

$$RM = \frac{\text{metal útil en el concentrado}}{\text{metal útil en la cabeza}} \times 100 = \%$$

$$RM = \frac{C \times c}{F \cdot f} \cdot 100 \quad (1)$$

Análogamente RC será:

$$RC = \frac{\text{Peso de la cabeza}}{\text{Peso del concentrado}}$$

$$RC = \frac{F}{C} \quad (2)$$

Las expresiones (1) y (2) pueden ser expresados únicamente como función de las leyes de los flujos participantes, si se hacen las siguientes manipulaciones algebraicas:

$$\text{- Balance de masa global : } F = C + T \quad (3)$$

$$\text{- Balance de fino : } F \cdot f = C \cdot c + T \cdot t \quad (4)$$

Multiplicando ec(3) por "t" y restando de ec(4) se obtiene:



$$F(f-t) = C(c-t)$$

$$\frac{F}{C} = \frac{(c-t)}{f-t} \quad (5)$$

pero $\frac{F}{C} = RC \longrightarrow RC = \left(\frac{f-t}{c-t} \right) \quad (2')$



Reemplazando ec(5) en ec(1) se obtiene:

$$RM = \left(\frac{f-t}{c-t} \right) \left(\frac{C}{F} \right) \cdot 100 \quad (1')$$

Problemas ejemplos:

1. Calcular la recuperación metalúrgica y razón de concentración cuando se concentran por flotación 62,5 t/h de mineral sulfurado de cobre con una ley de 1,5%, para obtener un concentrado de 20% de cobre y 58,7 t/h de relave.

(Resp.: $RM = 81\%$ $RC = 16,4$)

2. Calcular la recuperación de plomo (Pb) para una operación de concentración de galena (PbS) en que se tiene una $RC = 6,82$ y donde se alimentan 1500 kg de cabeza de 8,62% Pb y se obtiene un concentrado de 57% Pb. Además calcular el peso y ley del relave.

(Resp.: $RM = 96,96\%$; $T = 1280$ kg ; $t = 0,30\%$).

