



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL CENTRO DEL PERU

CÁLCULOS METALURGICOS EN LAS PLANTAS CONCENTRADORAS

ING. MARIO A. CERRON MADUEÑO

ING. FIDEL CORDOVA CABRERA

ING. MANUEL RUBEN GUERREROS MEZA

HUANCAYO- PERU
JUNIO 2005

DERECHOS RESERVADOS

Este libro no puede ser en parte o total reproducido o memorizado en sistemas de archivo o transmitido en cualquier forma o medio electrónico, mecánico, fotocopiado o cualquier otro sistema sin la previa autorización de los AUTORES

HECHOS TODOS LOS
DEPOSITOS DE LEY N° 25326

INTRODUCCIÓN

Después de nuestra experiencia en la Labor Docente sobre temas de Preparación Mecánica y Concentración de Minerales, nos ha llevado al convencimiento de que las dificultades que

ofrece un adecuado estudio es estas Ciencias, es la falta de Textos de consulta, que facilite el acceso a los conocimientos básicos de estas Disciplinas, y que son de suma importancia para el desarrollo científico y tecnológico de nuestro país.

Esto y otros motivos de carácter académico, nos han obligado a presentar este trabajo con un propósito definido, la de brindar a los estudiantes de la Especialidad de Ingeniería Metalúrgica y otros afines, un repertorio sistemático y bien planteados de los principales cálculos que se realizan en una planta de Procesamiento de Minerales.

En el contenido de este texto, se ha tratado de simplificar al máximo los desarrollos matemáticos para llevar a las fórmulas para su aplicación con ejemplos simples y prácticos.

Nos permitimos advertir que el contenido, no es una cosa original, sino que se trata de una adecuada presentación de los conocimientos en el campo de Procesamiento de Minerales, para las enseñanzas que se imparten, para que a través de éstos se logre crear una nueva escuela.

LOS AUTORES

CAPITULO I

DESCRIPCIONES GENERALES

El presente trabajo esta dedicado a describir las principales etapas y cálculos básicos que se realizan en las Plantas de Beneficio de minerales, desde la reducción de tamaños, hasta el tratamiento usual de la concentración.

La reducción de tamaño de los minerales se efectúa, porque el mineral extraído de la mina; son mayormente demasiado grandes para ser sometidos a los tratamiento de concentración, y se hacen por las etapas de trituración y Molienda, hasta alcanzar una granulometría adecuada, que permita la liberación de las partículas valiosas (menas) de un mineral de la ganga.

La trituración, generalmente se efectúan en las máquinas llamadas Chancadoras o Quebrantadoras, donde se reducen los tamaños grande de minerales a mediados y luego a grados intermedios de subdivisiones, en varias etapas, aplicando la fuerza mecánica de comprensión.

La Molienda se lleva a cabo en los molinos, los cuales pulverizan o desintegran el mineral hasta el tamaño óptimo de liberación.

Para lo cual el Mineral seguirá la secuencia de las siguientes operaciones unitarias como se indica en el Diagrama de tratamiento, y se tiene:

1.- ABASTECIMIENTO Y DESCARGA DEL MINERAL DE MINA

De donde el Mineral es abastecido y transportado a la Planta Concentradora por medio de sistemas de cables –carriles, carros cargueros u otro sistema de transporte; el cual lo deposita en la Tolva de Gruesos, que puede ser de formas diferentes, de una determinada capacidad. Una vez depositado el mineral en esta Tolva, es descargada de ésta por la parte inferior, a través de un Shut, o de otros mecanismos de descarga y es transportada hacia la Chancadora Primaria por medio de alimentadores de Oruga u otros medios de alimentación.

2.- CHANCADO O QUEBRANTAMIENTO DEL MINERAL:

- 1).- **Chancado Primario.**- el mineral transportado es alimentado a la Chancadora Primaria de Quijada o de eje suspendida. Tipo Universal, el mineral es alimentado por el Gape, y la descarga se hace por el Set de la Chancadora, que esta accionada por un motor, de donde el mineral es transportado mediante fajas hacia una Zaranda Vibratoria.
- 2).- **Tamizado del flujo Principal de Mineral Triturado.**- el tamizado se hace mayormente en una Zaranda Vibratoria, donde el mineral que pasa por la malla se le asigna con menos (-) y el mineral que es rechazado se le asigna más malla (+). De aquí el mineral que sobre en el Tamiz, pasa a la Chancadora Secundaria y el fino se almacena por medio de fajas en la Tolva de Finos.

3).- **Chancado Secundario.**- Para esta etapa, mayormente se utilizan las Chancadora Giratorias de eje suspendido, el cual recibe el mineral proveniente de la zaranda vibratoria, en su plato o cabezal de alimentación, del cual comienza a caer interiormente debido al desplazamiento giroscópico del Mantle (órgano móvil), donde los trazos de mineral estarán sometidos a percusiones sucesivas algo de arrastre entre ellas y a los esfuerzos de compresión originado por el acercamiento de pistilo a la cóncava. Todo el accionamiento de los puntos móviles de la Chancadora se debe a un sistema de engranajes conectados a un motor, por medio de un eje horizontal que termina en un piñón y es el que transmite todo el movimiento por medio de la excéntrica, que está montado en un cojinete y accionado por la conexión de la catalina con el piñón del contra eje. Tanto el Mantle y el cóncavo son de acero al manganeso y las superficies moledoras tienen nervaduras para la mejor acción de trituración. Todo el mineral triturado al tamaño más o menos de 1” es descargado por la parte inferior, y transportado a la tolva de finos, la cual deberá tener 3 veces más que la capacidad de la planta para mantenerla en operación si se presentan desperfectos en las chancadoras.

3.- MOLIENDA DEL MINERAL:

1).- **Molienda Primaria.**- La cual se efectúa en molinos de barras , donde el mineral es sometido a la acción moledora de la carga de barras, las cuales son levantadas al girar el molino sobre las ondulaciones de los forros y al caer originan un efecto moledor intenso debido a su peso, éstos molinos son accionados por un motor, el movimiento es transmitido por medio de una faja en V a un piñón que hace girar el molino por medio de una catalina dentada.

El mineral molido se descarga por el muñón de descarga, en forma de pulpa el cual lleva un tromel giratorio que trabaja con agua a presión que cae sobre la superficie en forma de chisquete, el tromel separa las barras, pernos y minerales duros que no han sido molidos. La pulpa del mineral molido pasa a un tanque de descarga a juntarse con las arenas del Ciclón o Clasificador constituyendo la carga de alimentación del Molino de Bolas. Estos molinos trabajan en círculo abierto, producen productos bastante granulados y uniformes importantes para una concentración gravimétrica.

2).- **Molienda Secundaria.**- Se hacen en los molinos de bolas, y la descarga proviene del molino de barras que es la alimentación, más las arenas del Ciclón o del Clasificador. Aquí el mineral es sometido durante la molienda a acción desintegradora de golpe, fricción y presión de las bolas. El mineral molido es descargado al cajón distribuidor, para luego ser bombeado al Ciclón o descargar directamente al clasificador helicoidal o de rastrillo.

3).- **Clasificación.**- Como la molienda no es uniforme ni total, se tendrá partes finas y gruesas en la pulpa de descarga del molino, por lo cual es necesario clasificarlos estas partes, si es con un ciclón, la pulpa se bombea a gran presión por medio de una bomba y ésta, donde circula la pulpa a alta velocidad alrededor de las paredes del ciclón por efecto de la fuerza centrífuga que separa a la pulpa en una parte fina y otra gruesa. Las gruesas por su alto peso se pegarán a las paredes y se hundirán y se descargan por el APEX y retornan al molino como carga circulante. Las finas pasan a los acondicionadores para luego pasar a la concentración por flotación u otros métodos de concentración según la propiedad física predominante.

4.- CONCENTRACIÓN DEL MINERAL:

La pulpa de rebose del clasificador ó los finos que salen del Vortex del ciclón acondicionados pasan a los bancos de celdas según los elementos que se desean concentrar por flotación. También se puede concentrar utilizando otros métodos como por gravimetría, electrostática, etc. Del cual se obtienen los productos de concentrado y el relave.

5.- ELIMINACIÓN DEL AGUA EN LOS CONCENTRADOS:

Tanto los concentrados y los relaves salen acompañados de agua, lo cual será eliminado hasta 10%, por medio del Espesado y Filtrado.

CAPITULO II

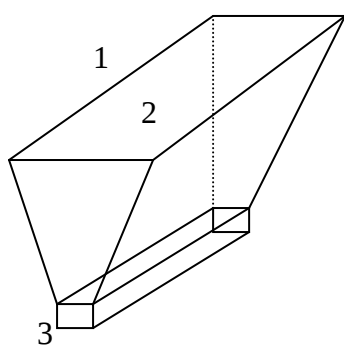
CÁLCULOS METALÚRGICOS EN LA SECCIÓN DE PREPARACIÓN MECÁNICA

1.- CUBICACIÓN DE TOLVAS:

Es necesario determinar la capacidad de las tolvas en el que se almacena el mineral a fin de comprobar si éstas tienen la suficiente capacidad de almacenaje y prevenir contra tiempos en los medios de transporte de la mina y otros desperfectos que puedan ocurrir en el proceso y así tener en stock para el normal funcionamiento de la planta. Las tolvas pueden ser de diferentes formas y tamaños, para efectuar los siguientes cálculos es necesario conocer tanto el volumen de la tolva y la gravedad específica del mineral (aparente).

Existen **tolvas de Gruesos**: donde se descarga el mineral que viene de las minas; **Tolvas de Finos**, para almacenar el mineral chancado.

a).- **Capacidad de la Tolva de Gruesos**: Ejemplo: Hallar la capacidad de la tolva de la fig 1. para un mineral de gravedad aparente de 1.195 gr/cm³ o TM/m³.



Tolva de Gruesos

$$C_{ap.} = V \times G.e.$$

Cálculo del Volumen Total:

$$V_1 = 3.0 \times 3.5 \times 0.5 = 5.25 \text{ m}^3$$

$$V_2 = (3.0 \times 3.5 \times 4.4)/2 = 22.62 \text{ m}^3$$

$$V_3 = 0.2 \times 1.0 \times 0.7 = 28.01 \text{ m}^3$$

$$\text{Volumen total} = 28.01 \text{ m}^3$$

Considerando la $G.e. = 1.953 \text{ TM/m}^3$ se tiene

$$Cap. = 28.01 \text{ m}^3 \times 1.953 \text{ TM/m}^3 = 54.70 \text{ TM.}$$

b).- **Tolva de Finos**: Generalmente son cilíndricos de base cónica de fierro o de madera, que cuya capacidad debe ser 3 o más veces la capacidad de la planta. Su capacidad se determina al igual que para la tolva de gruesos.

c).- **Determinación de la Densidad del mineral:** Para lo cual se toma un peso determinado de mineral, se vierte a una probeta que contienen un volumen inicial de agua. La diferencia de volumen al añadir el mineral entre el peso del mineral nos dará la densidad, según la siguiente relación matemática:

$$\text{Densidad } (\rho) = \frac{\text{Pesodelmineral}}{\text{DiferenciadeVol.}}$$

Ejem: Peso del Mineral = 100 grs (P)

Volumen inicial = 200 mls (V₁)

Volumen final = 246 mls (V₂)

$$\text{Densidad } (\rho) = \frac{100}{46} = 2.16 \text{ grs/ml ó TM/m}^3$$

2.- CALCULO DE LA CAPACIDAD DEL ALIMENTADOR DE ORUGA:

Según la Denver:

$$T = 3.45 \times w \times t \times S$$

Donde: T = Capacidad en ton/h

Ejem:

w = Ancho del alimentador en pies (ft)

1.5 ft

t = Espesor de la capa del mineral en pies (ft)

0.6 ft

S = Velocidad en pies/minuto (ft/min)

3.5 ft/min

Sustituyendo: $T = 3.45 \times 1.5 \times 0.6 \times 3.5 = 10.37 \text{ ton/h}$

3.- CÁLCULOS DE LA CHANCADORA PRIMARIA:

1.- **Determinación del Índice de Trabajo: (Work Index) (Wi)** : Según la tercera Teoría de F.C. Bond : “Es el trabajo requerido para reducir el mineral de un tamaño inicial dado a un tamaño final pedido, es proporcional al grado de reducción (R) y también a la longitud de fractura formada en ella.

a.- La Teoría fundamental de Bond se halla expresada por la Ecuación:

$$W = wi \left[\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right]$$

$$W = wi \frac{4}{3} \left[\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right]$$

Para lo cual el **gráfico de Gaudin Schuman**. Que es la representación en Papel Log. Log del análisis granulométrico del tamaño de malla en micrones en función del porcentaje acumulado en menos (-) , con la finalidad de evaluar los puntos del 80% passing en la alimentación (F_{80}) y descarga (P_{80}) por proyección el eje de tamaños abscisas y aplicarlos en la formula anterior.

Por otra parte w = consumo de energía en Kw-h/TC.

Se determina por la formula:

$$w = 1.73 \times Kvol \times Amp \times 0.8 / TCSPH$$

Ejem.:

Donde :	1.73 = Factor para la corriente trifásica	=	1.73
	Kvol = Voltaje del motor	=	440 vol ó 0.44 Kvol
	Amp. = Amperaje práctico (con amperímetro)	=	65.6 Amp.
	W = Kw-h/TC	=	?
	TCSPH= Tonelada Corta por Hora	=	18.75

$$\text{Entonces : } w = 2.130548 \text{ Kw-h/TC}$$

Ejemplo: si en las curvas de Gaudin Schuman unimos los puntos del 80% passing (Ordenada). Por proyección en el eje de tamaños (abscisas) encontramos los valores $F_{80} = 140.000$ micrones y $P_{80} = 42.000$, micrones. La alimentación a la chancadora es de 8.0 TC, amperaje medido 4.5 Amp y la fuente de energía es de 440 voltios trifásico ($W=0.3425$ Kw-h/TC).

Solución: Según la Formula de Bond para molturación en seco y despejando W_i se tiene reemplazando valores:

$$W_i = \frac{W}{\frac{3}{4} \frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}}} \quad W_i = \frac{0.3425Kw - h/TC}{\frac{3}{4} \frac{10}{\sqrt{42,000}} - \frac{10}{\sqrt{140,000}}} = 21.7616Kw - h/TC$$

b).- Según el grado de Reducción (R) se puede calcular el (Wi) por la Formula siguiente:

$$W = W_i \frac{100}{P} \times \frac{\sqrt{R} - 1}{\sqrt{R}}$$

Ejem.: Datos alimentación = 5.511 TC/h

F = 4" = 101,000 micrones

P = 1" = 25,000 micrones

- Cálculo de la razón de Reducción: $R = F/P = 101,000/25,000 = 4$
 $R = 4$

- Cálculo de la Energía en la trituración del mineral (W): si $W_i = 12.4 \text{ Kw-h/TC}$

$$W = 12.4 \times \frac{100}{25,400} \times \frac{\sqrt{R} - 1}{\sqrt{R}} = 0.3906 \text{ Kw-h/TC}$$

2).- Cálculo de la Potencia Consumida para triturar el Mineral:

Por la formula:

$$P = A \times W \times 1.341 \text{ HP/Kw}$$

Donde:

P = Potencia en HP = ?

A = Alimentación en TC/h = 5.511

W = Energía de trituración en Kw-h/TC = 0.3906

Reemplazando: $P = 0.3906 \times 5.511 \times 1.431 = 3.08 \text{ HP}$

- Rendimiento del Motor, siendo el de la instalación de 10 HP.

$$\text{Eficiencia o rendimiento (E)} = \frac{HP(\text{práctico}) \times 100}{HP(\text{instalada})} = \frac{3.08 \times 100}{10} = 30.8\%$$

3).- Cálculo del tonelaje Máximo: que trataría con su máxima potencia instalada.

$$\text{Tonelaje Máx.} = \frac{HP(\text{instalada})}{W \times 1.431 \text{ HP / Kw}} = \frac{10 \text{ HP}}{0.3906 \text{ Kw-h/TC} \times 1.431 \text{ HP / Kw}} = 17.84 \text{ TC / h}$$

4).- La Capacidad de una Chancadora se puede calcular por la Fórmula de TAGGART.

$$A = 0.6 \times L_r \times L_o$$

Donde : $A = TM/h$

L_r = Longitud de abertura de alimento en pulgada = 4"

L_o = Longitud de abertura de salida en pulg. = 1"

Reemplazando: $A = 0.6 \times 4 \times 1 = 2.4 TM/h$

5).- La potencia requerida en el Motor de una Chancadora.- Se puede calcular asignando al HP encontrado 10% por pérdidas de transmisión de movimiento del motor a la chancadora, 20% como medida de seguridad y 200% par una futura ampliación de la Planta.

$$P_{inst.} = \frac{3.08(10 + 20 + 200)}{100} = 7.08HP$$

4.- CALCULO PARA HALLAR LA EFICIENCIA DE UNA ZARANDA VIBRATORIA.

Para aplicar la siguiente formula de TAGGART:

$$e = \frac{10.000}{a} \left(\frac{a - b}{100 - b} \right)$$

Donde: e = Eficiencia del tamiz

a = % del verdadero Underside en la alimentación

b = % del Underside en el actual Overside.

Es necesario conocer la carga al tamiz, como se puede ver en el esquema siguiente

Ejemplo: Datos : Malla de 1.5" x 1.5"

- Alimento = 54.20 Kg
- Overside = 35.15 Kg
- Underside = 19.05 Kg

Malla de 3/4" x 1/2"

- Overside = 4.2 Kg
- Underside = 14.85 Kg

1).- Cálculo de la eficiencia de la malla 1.5" x 1.5".

Consideremos que un análisis granulométrico del mineral recepcionado pesado da el siguiente resultado:

$$\text{Alimentación} = 54.20 \text{ Kg} \quad + 1.5'' = 32.05 \text{ Kg}$$

$$- 1.5'' = 22.15 \text{ Kg}$$

$$\text{Overside} = 35.15 \text{ Kg} \quad + 1.5'' = 32.05 \text{ Kg}$$

$$- 1.5'' = 3.10 \text{ Kg}$$

Por lo cual considerando que “a” representa el % del verdadero Underside en la alimentación y “b” el % de Underside en el Overside 1, se tiene:

$$100\% \dots\dots\dots \rightarrow 54.20$$

$$100\% \dots\dots\dots \rightarrow 35.15$$

$$a_1 \dots\dots\dots \rightarrow 22.15$$

$$b_1 \dots\dots\dots \rightarrow 3.10$$

$$b_1 = 8.82$$

reemplazando estos valores en la Ecc. Deducida para la eficiencia:

$$e_1 = \frac{10.000}{40.87} \times \frac{40.87 - 8.82}{100 - 8.82} = 86.00\%$$

2).- Cálculo de la eficiencia de la malla $\frac{3}{4}'' \times \frac{1}{2}''$:

$$\text{Underside 1} = +\frac{3}{4}'' \times \frac{1}{2}'' = 3.2 \text{ Kg}$$

$$= -\frac{3}{4}'' \times \frac{1}{2}'' = 15.85 \text{ Kg} \quad 19.05 \text{ Kg}$$

$$\text{Underside 2} = +\frac{3}{4}'' \times \frac{1}{2}'' = 1.60 \text{ Kg}$$

$$= -\frac{3}{4}'' \times \frac{1}{2}'' = 2.60 \text{ Kg} \quad 4.20 \text{ Kg}$$

Luego de igual forma que en el anterior se tiene $a_2 = 83.2\%$, $b_2 = 61.9\%$.

Reemplazando valores en e_2 se tiene:

$$e_2 = \frac{10.000}{83.2} \times \frac{83.2 - 61.9}{100 - 61.9} = 67.19\%$$

$$\text{Eficiencia promedio} = (e_1 + e_2)/2 = (86.00 + 67.19)/2 = 76.60\%$$

3).- Cálculos para hallar el Área de una Zaranda Vibratoria: Se aplica la siguiente formula:

$$\text{AREAREQUERIDA} = \frac{T}{C \times A \times B}$$

Donde : T = Alimentación en TC/h

C = Es la capacidad en TC/ft³ xh , para un mineral de densidad igual a 100 Lb/ft³, se debe tener en cuenta que el factor varia en proporción directa a la densidad.

A = Factor de corrección para el porcentaje de mineral que no pasa el tamiz.

B = Factor de corrección para el porcentaje de alimentación que pasa la mitad de la abertura del tamiz.

Ejemplo: Para hallar el Área de una zaranda de luz $\frac{1}{2}$ " x $\frac{1}{2}$ " se hizo un análisis de malla en base de 35 kg. de mineral chancado primario y se obtuvo resultados del cuadro siguiente:

Malla Establecida	Malla igual a la mitad de la anterior
+ $\frac{1}{2}$ " = 24.50 Kg	+ $\frac{1}{4}$ " = 26.60 Kg
- $\frac{1}{2}$ " = 10.50 Kg	- $\frac{1}{4}$ " = 8.40 Kg
Total = 35.00 Kg	= 35.000 Kg

TABLA PARA DETERMINAR LOS FACTORES DE CORRECCIÓN

FACTOR A		FACTOR B		FACTOR C	
% que no pasa el tamiz	Factor A	% que pasa la mitad de ab	Factor B	Abertura Pulg	TC/Ftxh
10	0.94	10	0.70	0.028	0.40
20	0.97	20	0.80	0.033	0.50
30	1.03	30	0.90	0.046	0.60
40	1.09	40	1.00	0.065	0.70
50	1.18	50	1.20	0.093	0.85
60	1.32	60	1.40	0.131	1.10
70	1.55	70	1.60	0.185	1.50

80	2.00	80	1.80	$\frac{1}{4}$	2.00
90	3.60	90	2.00	$\frac{1}{2}$	3.10
--	--	--	--	$\frac{3}{4}$	3.70
--	--	--	--	1	4.35
--	--	--	--	2	5.70
--	--	--	--	3	7.25

a.- Cálculo de C.- Según la tabla un mineral de densidad = 100 Lb/ft³ y para una abertura de $\frac{1}{2}$ ", corresponde un factor de 3.10 TC/ft² x h. Como "C" varia proporcionalmente a la densidad se tiene:

$$\begin{array}{lcl} 100 \text{ Lb/ft}^3 & \text{-----} & 3.10 \\ 187 \text{ Lb/ft}^3 & \text{-----} & x \end{array} \quad \begin{array}{l} 3.10 \text{ TC/ft}^2 \times h \\ x = 5.797 \text{ TC/ft}^2 \times h \end{array}$$

b.- Cálculo de A.- Según el análisis granulométrico el porcentaje que no pasa por la malla $\frac{1}{2}$ " de abertura será:

$$\begin{array}{lcl} 100\% & \text{-----} & 35.0 \text{ Kg} \\ X & \text{-----} & 24.5 \text{ Kg} \end{array} \quad X = 70\%$$

Trasladando este valor a la tabla hallamos el valor: Factor A = 1.55

c.- Cálculo de B.- El porcentaje que pasa a una malla de $\frac{1}{4}$ ", es igual a la mitad de la anterior ($\frac{1}{2}$ "), será hallado según la tabla:

$$\begin{array}{lcl} 100\% & \text{-----} & 35.0 \text{ Kg} \\ X & \text{-----} & 8.4 \text{ Kg} \end{array} \quad X = 24\%$$

Trasladando este valor a la Tabla hallamos el valor:

% que pasa la malla		Factor B	
20.0	=	0.8	
24.0	=	x	Por interpolación X= 0.84
30.0	=	0.9	o sea Factor B = 0.84

d.- Cálculo del área Requerida.- Aplicando la formula práctica:

$$\text{AREA} = \frac{5.5115TC / h}{5.797TC / \text{ft}^2 \times h \times 1.55 \times 0.84} = 1.0 \text{ ft}^2$$

e.- Cálculo del Área Total Requerida.- Al valor hallado se le da el 50% más como medio de seguridad: AREA Total = 1.5 x 1 ft² = 1.5 ft².

Pero como el chancado se hace en 8 horas o menos se instala como margen del 300% más el Área Total con la posible prevención a una ampliación y evitar posibles contingencias en la operación de ésta. Por tanto se tiene:

$$\text{Area Real} = 4.5 \text{ ft}^2$$

f.- Cálculo de las dimensiones de la Zaranda:

$$\text{AREA Real} = \text{Largo} \times \text{Ancho}$$

Siendo el Ancho recomendable = 1.5ft

$$\text{Largo} = 4.5 \text{ ft}^2 / 1.5 \text{ ft} = 3.0 \text{ ft}$$

Las dimensiones de la zaranda son de: 1.5' x 3' y según los Catálogos Tyrok Co.

Recomienda para esta zaranda un motor de 1.0 HP.

5.- CÁLCULOS PARA DETERMINAR LA POTENCIA DE UNA FAJA TRANSPORTADORA.

Para efectuar estos cálculos necesariamente se toma en consideración tres potencias y son: Horizontal, vertical y Potencia tripper, que permita encontrar el motor capaz con la fuerza necesaria para poner en movimiento a la faja.

1).- Potencia Horizontal: es la necesitada para poner en movimiento la faja entre dos puntos horizontales y está expresada por la ecuación siguiente:

$$\text{HP}_h = \text{Factor C} \times \text{La} \times \text{TC/h}$$

Donde. Factor C = Es una variable desarrollada por la experiencia que incluye el peso de todas las partes en movimiento por pie de largo de la faja.

La = La distancia ajustada entre los centros de las poleas y que es compensado por el factor de potencia requerida. Se puede calcular a partir de:

$$\text{La} = 0.821 \text{ L} + 139.45$$

Siendo L la distancia original entre los centros de poleas.

TC/h = Es la capacidad.

2).- Potencia Vertical: Es la necesaria para alzar o bajar la faja cargada y sólo se le emplea en los cálculos de las fajas inclinadas. Esta expresada por la formula:

$$HP_v = \frac{TC / h \times H}{990}$$

Donde: H = Es la elevación o la altura de la faja transportadora en pies.

3).- Potencia Tripper.- Es la potencia necesaria para operar el mecanismo de descarga llamado Tripper, se debe considerar sólo cuando la faja esta provisto de ésta y se expresa por la ecuación:

$$HP_t = \text{Factor A} \times v \times \frac{TC / h \times H}{990}$$

donde: Factor A = Es una constante basada en resistencia friccional de las poleas del tripper.

v = Velocidad de la faja en ft/min.

h = Altura del Tripper.

Para una faja inclinada, su Potencia total esta determinada por la suma de la potencia horizontal más la potencia vertical.

Para efectuar nuestros cálculos nos basaremos en la siguiente Tabla que indica la variación de la capacidad de descarga de una faja transportadora en función del Ancho de la faja (en pulg) y el peso del material transportado por unidad de volumen (en Lbs/ft³). Estos valores se han obtenido a través de varias pruebas experimentales sobre fajas que tenían tres rodillos locos de soporte (Formando un ángulo de 20°) y que llevaban una velocidad de 100 ft/min.

TABLA DE CAPACIDAD DE DESCARGA DE UNA FAJA TRANSPORTADORA

(En TC/h a 100 pies/min y con rodillos locos de 20°)

Ancho de Faja (pulg)	Pies por unidad de Volumen del material (Lb/ft ³)				
	50	75	100	125	150
18	28	42	56	70	84
20	34	51	58	85	102
24	50	75	100	125	150
30	79	118	158	198	237
36	114	171	228	285	342
42	162	243	324	405	486

4).- Cálculos propiamente dichos:

Datos : - Ancho de la faja = 36 pulg.

- Longitud de la faja = 200 pies
- Distancia entre centros de poleas = 95.55 pies
- Peso del mineral por unidad de volumen = 140.52 Lb/ft³.
- Velocidad práctica de la faja, teniendo en cuenta que un punto de la faja se demora en dar una vuelta completa = 50 seg.

Por lo cual $V = 200 \text{ pies}/50 \text{ seg} \times 60 \text{ seg}/\text{mint.} = 240 \text{ Kg}/\text{mint.}$

- Sabiendo el ángulo de inclinación, se puede determinar la altura de la faja de la siguiente forma: $h = 95.55 \times \text{Sen } 18^\circ 15' = 95.55 \times 0.31 = 29.6 \text{ pies.}$

Considerando Peso del mineral por pie de longitud de faja = 5.0 Kg/pie.

- **Capacidad de descarga de Faja será:**

$$\begin{aligned} \text{Cap} &= (5.0 \text{ Kg/pie})(240 \text{ pies/min})(60 \text{ min/h})(\text{TM}/1000 \text{ kg})(1.102 \text{ TC}/\text{TM}) \\ &= 78.344 \text{ TC/h} \end{aligned}$$

- **Cálculo de la Potencia Horizontal:**

a) Determinación del factor C:

Para lo cual se toma los valores de la tabla e interpolando se tiene una densidad de 140.52 Lb/pie cúbico corresponde una capacidad máxima de descarga de 320.386 TC/h a una velocidad de 100 pies/mint.

Cap (TC/h)	Densidad (Lb/pie cúbico)
285.00	125.00
X	140.52
342.0	150.00

Como la velocidad de trabajo es de = 240 pies/mint. Se plantea:

100 pies/mint	-----	320.386 TC/h	
240 pies/mint	-----	X	x = 708.818 TC/h

La capacidad máxima de descarga a la velocidad de trabajo es de:

708.918 TC/h Seguidamente para ver el % de carga tenemos:

100%	-----	708.918 TC/h	
X	-----	78.344 TC/h	X = 11.05 de descarga

Luego: $(11.05/100)(140.52 \text{ Lb/ft}^3) = 15.527$. Con este dato se hace uso de la curva para determinar el factor C, para fajas de 36" de Ancho, nos da el valor de 0.0001275.

b) Determinación de la Longitud de ajuste (La):

Reemplazando valores en la ecuación respectiva, se obtiene la longitud ajustada:

$$La = 0.821 + 139.45 = 0.821 \times 95.55 + 139.45 = 217.896 \text{ pies}$$

Sustituyendo valores en la formula para la potencia horizontal se tiene

$$HP_h = 0.0001274 \times 217.896 \times 78.344 = 2.17 \text{ HP}$$

Cálculo de la Potencia Vertical:

Teniendo la capacidad actual de trabajo de la faja (78.344 TC/h) y la elevación de esta (29.62 ft) aplicando la relación dada:

$$HP_v = (78.344 \times 29.62)/990 = 2.941 \text{ HP}$$

$$\text{Potencia total requerida} = 2.17 + 2.941 = 5.111 \text{ HP} = 5.00 \text{ HP}$$

5.1.- OTROS METODOS PARA DETERMINAR LA POTENCIA DE UNA FAJA TRANSPORTADORA:

a) Según la Formula de (J. Perry) para una inclinación de 25°, se tiene:

Donde
$$HP = (TC/h)(H \times 0.0073) (V \times 0.0037) (c)$$
 constantes

H = Es la longitud de la faja en pies = 45 pies

V = Es la velocidad de la faja en pies/mint = 35 pies/mint.

C = Es la constante de peso de los minerales que cuyo rango esta entre 2 a 2.5 como máximo. Si la carga es de 25.58 TC/h reemplazando en sus valores se tiene:

$$HP = (25.58) (45) (0.0073) (35) (0.0037) (2.5) = 2.72$$

Considerando un 25% como margen de seguridad será de 3.4HP.

b) Cálculo de la potencia de una faja transportadora según la formula:

$$HP = \frac{1+C}{E} + \frac{2FLGV}{75} + \frac{(FL+H)T}{270}$$

Donde: C = Coeficiente de fricción de polea cabezal y tensora = 0.2

E = Eficiencia de transmisión = 0.85

F = Coeficiente de fricción de los rodillos de apoyo = 0.05

L = Longitud de la faja = 40 m.

G = Peso muerto de la faja y polines = 28.5 Kh/m

V = Velocidad de la faja = 0.1025 m/seg

H = altura de descarga = 0.50 m

T = Capacidad práctica = 5 TM/h

Considerando los valores en la formula se obtiene: HP 1.614 ó 2 HP

6.- OTRA FORMA DE CALCULAR LA POTENCIA DE UNA ZARANDA VIBRATORIA:

Asumiendo que la zaranda tiene las siguientes características:

Longitud = 6 pies

Abertura = $\frac{3}{4}$ " = 0.75 pulg

Ancho = 4 pies

Amplitud de vibración = 0.50 pulg

RPM = 1250

TK = Constante (Symons) que: 7 ton/pie² x h le corresponde a una abertura de 0.750 pulg.

a) **Cálculo de la Capacidad.**- Para lo cual se utiliza la siguiente formula de (Waganoff)

$$C_p = (TK) A \times a$$

donde:

C_p = Capacidad en Ton/h

TK = 7 ton/pie² x h

A = Es el area del tamizaje en pie²

a = Es la abertura en pulgadas.

Reemplazando: $C_p = (7) (6 \times 4) (0.75) = 126 \text{ Ton/h}$

b). Cálculo de la Potencia del Motor: Se emplea la siguiente formula:

$$N1 = (G \times N^3 \times a^2) / 4050000$$

Donde: N1 = Fracción de potencia en Kw

G = Peso de alimentación en TM/h = 18.0 TM/h

N^3 = Vibración en RPM (Revoluciones por minuto) = 1.250

a^2 = Amplitud de la vibración en metros = $0.5 \times 0.0254 = 0.0127 \text{ m}$

Reemplazando: $N1 = 1.61 \text{ Kw}$

$$\text{HP} = 1.341 (1.61 \text{ Kw}) = 2.16 \text{ HP}$$

$$\text{HP} = 2.16 \times 1.25 = 2.7 \text{ HP}$$

7.- CALCULOS EN LOS MOLINOS (DE BOLAS Y DE BARRAS):

a) **Cálculo de la Velocidad Crítica de un Molino.-** La velocidad crítica del molino es la máxima velocidad en la cual las bolas o barras con el molino pegados a los forros debido a la fuerza centrífuga, haciendo muela la molienda. Es importante la velocidad crítica para ver el trabajo normal de los molinos, porque también a bajas velocidades las bolas o barras no muelen solo producen rodadura (se elevan y resbalan) pero a una velocidad moderada se muelen. Se calcula mediante la formula siguiente:

$$V_c = \frac{76.63}{\sqrt{D}} \quad \text{ó} \quad V_c = \frac{54.19}{\sqrt{R}}$$

Donde. V_c = Velocidad crítica en RPM

D = Diámetro del molino en pies = 5' (para un molino de bolas 5' x 8')

R = Radio interior del molino

Reemplazando en la formula se tiene:

$$V_c = \frac{76.63}{\sqrt{5}} = 34.25 \text{ RPM}$$

b) Cálculo del % de la Velocidad Crítica:

$$\%V_c = \frac{r.p.m.(normal)}{V_c} = \frac{28}{34.25} = 0.8175(100) = 81.75\%$$

c) Cálculo de Fracción de Velocidad Crítica.- Si el molino esta trabajando sólo a 28 r.p.m. entonces corresponde a una fracción de velocidad crítica, la cual se calcula por medio de la siguiente formula:

$$C_s = 0.01305 \times \text{R.P.M. (normal)} \times \sqrt{D} = 0.01305 \times 28 \times \sqrt{5} = 0.8170$$

d) Velocidad de Operación del Molino de Bolas:

1.- El boletín de Allis Challmers, recomienda una velocidad de operación solo para molino de bolas un 75 a 85 % de la velocidad crítica, según la ecuación:

$$V_o = 57 - 40 \log D$$

Donde: V_o = Velocidad de operación conveniente

D = Diámetro interno del molino en pies

$$V_o = 57 - 40 \log (5) = 29 \text{ R.P.M.}$$

2.- La Mining and Smelter Suplí Co, recomienda el 75 a 80% de la velocidad crítica para molino de bolas, tomando el promedio se tiene 77.55 y la velocidad de operación será de:

$$V_o = (77.5 \times 34.25)/100 = 26.544 \text{ R.P.m.}$$

Tomando el promedio de ambos:

$$V_o = (29.00 + 26.544)/2 = 27.77 \text{ R.P.M.}$$

Pero la velocidad práctica de operación es de 27 R.P.M.

e) Cálculo del Índice de Trabajo del Molino de Bolas de 5'x 5': Numéricamente el índice de trabajo (Work Index) representa los Kw-h/TCS que requiere para reducir

un mineral de un tamaño 80% menos de 100 micrones. Para lo cual se emplea la siguiente formula de Bond.

$$W = Wi \left[\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right] \text{ molturación en húmedo} \quad Wi = \frac{w}{\left[\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right]}$$

1) Consumo de Energía (W): Se calcula aplicando la formula:

Donde: W = Consumo de energía en Kw-h/TCS

A = Amperaje que se consumen = 15 Amp.

F.P. = Factor de Potencia (0.7 a 0.8) Normalmente se toma 0.75

T = Tonelaje alimentación máxima en TC= 1.14 TM = 1.25 TCS

Kv= Kilovatios, 0.44 (en placa del motor)

Reemplazando valores:

$$w = \frac{1.73 \times 0.44 \times 15 \times 0.75}{1.25 TCS} = 6.80 Kw - h / TCS$$

2) Determinación de F y P: Para lo cual el análisis de mallas de alimentación y descarga del molino y luego graficar en papel log log % acumulativos (-) en el diagrama de Schuman y Gaudin se obtiene 80% de F y P que son iguales a $P_{80} = 257$ micrones y $F_{80} = 12,589$ micrones

El análisis granulométrico del Alimento y Descarga del Molino es:

ALIMENTACION				DESCARGA			
Malla	Abert-Micr	% Peso	%Ac(-)	Malla	Aber-Micr	% Peso	%Ac(-)
+3/4"	19.050	6.49	100.00	+4	4.699	0.51	100.00
+1/2"	12.700	20.93	93.51	+6	3,327	0.71	99.49
+3/8"	9,525	8.50	72.58	+8	2,362	1.13	98.78
+4	4,699	11.5	64.08	+10	1,655	1.70	97.65
+6	3,327	13.11	52.58	+14	1,168	2.61	95.95
+10	1,655	10.80	39.47	+20	833	4.26	93.34
+20	833	10.44	28.67	+28	589	1.22	89.08
+28	589	3.69	18.23	+35		1.37	87.86
+60	248	4.19	14.54	+48	295	1.84	86.49
+100	147	1.02	10.35	+65	208	10.58	84.65

+150	104	0.94	8.77	+100	147	14.91	74.07
+200	74	6.81	7.75	+150	104	15.74	59.16
-200	--	--	6.81	+200	74	14.17	43.42
--	--	--	0.00	-200	--	29.25	29.25
				--	--	--	0.00

Reemplazando tenemos:

$$Wi = \frac{6.80}{\left[\frac{10}{\sqrt{257}} - \frac{10}{\sqrt{12,589}} \right]} = 10.56 K_w - h / TCS$$

$$Wi = 10.56 K_w - h / TCS$$

f) Cálculo de la Potencia actual consumida para Moler el Mineral:

$$P = W \times A \times 1.341 \text{ HP/K}_w = 6.898 K_w - h / TC \times 1.25 TC / h \times 1.341 \text{ HP/K}_w$$

$$P = 11.603 \text{ HP} = 12 \text{ HP (práctico)}$$

g) Cálculo de la Eficiencia: Si la potencia instalada es de 15 HP:

$$Ef = \frac{HP(\text{práctico})}{HP(\text{instalado})} = \frac{12 \times 100}{15} = 80\%$$

h) Tonelaje Máximo que puede tratar el Molino:

$$Ton.Máx = \frac{Hp \times 0.746}{W} = \frac{15 \times 0.7462}{6.898} = 1.62 TC / h$$

i) Cálculo del Diámetro y carga de Bolas al Molino:

1.- Cálculo del Diámetro de Bolas.- F.C.Bond propuso una formula para calcular el diámetro de bolas, rodillos o guijarros con que se cargaría al molino. En la formula siguiente se relaciona el Tamaño de bolas con el Work Index.

a)
$$B = \left(\frac{F}{K} \right)^{1/2} \times \left(\frac{S \times Wi}{C_s \times D} \right)^{1/2}$$

Donde: b = Diámetro en pulg de las bolas, rodillos o guijarros.

F = Tamaño de micrones que excede el 80% de la alimentación

K = Constante igual a 6,500 para un Rod Mill en circuito abierto y 250 para un Ball Mill en circuito cerrado.

S = gravedad específica del mineral.

Wi = Work Index (de la alimentación)

Cs = % de la velocidad crítica del molino

D = Diámetro del molino en pies

Datos: F = 12,589 micrones

Wi = 10.56 Kw-h/TCS

K = 250

Cs = 0.8170 = 81.70 %

S = 3.0

D = 5'

Reemplazando en la formula:

$$B = \left(\frac{12,589}{250} \right)^{1/2} \times \left(\frac{3.0 \times 10.56}{0.817 \times 5} \right)^{1/2} = 7.096x$$

B =

c) Otra formula:

Reemplazando vald

$$d = \sqrt{\frac{F \times Wi}{K}} \times \sqrt{\frac{S}{Cs}}$$

$$d = \sqrt{\frac{12,589 \times 10.56}{200 \times 81.7}} \times \sqrt{\frac{3.0}{\sqrt{5}}}$$

2.- Cálculo de Carga de Bolas en inicio de operación:

Diámetro interior = diámetro entero – Espesor de Chaqueta

$$= 5' - 0.30' = 4.70'$$

$$\text{Volumen: } V = 3.1416 r^2 h = 3.1416 \times 4.72 \times 5 = 348.813 \text{ ft}^3 = 9,921.74 \text{ dm}^3$$

a.- Volumen bruto de la carga de bolas:

Se recomienda el 45% del volumen total del molino:

$$V_b = 9,921.74 \times 0.45 = 4,264.65 \text{ dm}^3$$

- espacios vacios: Se recomienda el 38% del volumen bruto de Bolas

$$4,264.65 \times 0.38 = 1,620.57 \text{ dm}^3$$

- Volumen Neto ocupado por las bolas:

$$V_n = 4,264.65 - 1,620.57 = 2,644.08 \text{ dm}^3$$

Se sabe que el volumen de una bola de 2" = 0.06888 dm³

- Número total de Bolas de la carga:

$$2,644.08/0.06888 = 38,424 \text{ bolas}$$

b.- Peso total de Bolas: 38,424 = 21,133 kilos

c.- Relacionando de acuerdo al Catálogo se distribuye:

Diámetro	Peso de c/u	Área c/u	X/Y	%X/Y
4	4.529	33.51	0.1053	37.40
3	1.95	28.26	0.069	21.00
2 ½	1.05	19.62	0.053	18.90
2	0.531	17.56	0.030	10.70
1 ½	0.246	7.06	0.034	12.00
			0.281	100.00

Se tiene:

$$0.374 \times 21,133 = 7,903.742 \text{ Kg}/4.529 = 1,745.36 \text{ Bolas de 4"}$$

$$0.210 \times 21,133 = 4,437.930 \text{ Kg}/1.950 = 2,245.07 \text{ Bolas de 3"}$$

$$0.189 \times 21,133 = 3,994.137 \text{ Kg}/1.050 = 3,803.94 \text{ Bolas de 2 ½"}$$

$$0.107 \times 21,133 = 2,261.310 \text{ Kg}/0.531 = 4,220.77 \text{ Bolas de 2"}$$

$$0.120 \times 21,133 = 2,535.960 \text{ Kg}/0.246 = 10,308.69 \text{ Bolas de 1 ½"}$$

$$\text{total} = 22,323.83 \text{ Bolas}$$

j) Estandarización de Molinos de bola de Laboratorio:

Ejem: Molino de: 9" x 5"

Marca Denver Co. (Ball Mill)

Volumen = 4 ½ Lts.

R.P.M. = 83

V. Crítica = 90

% Vc = 87%

Peso de carga de bolas = 11,200 Kgs.

Carga de Bolas: - Tamaño de bolas disponibles: 1 ½", 1 1/4", 1"

- Tamaño máximo de bolas: 1 ½"

Una carga equilibrada de bolas, presenta la siguiente distribución según Bond.

$$Y = 100 \left(\frac{X}{A} \right)^B$$

Donde: Y = % acumulado (-) del total de bolas

X = Tamaño de Bola (promedio)

A = Tamaño máximo de bola (promedio)

B = Pendiente de ecuación de Gaudin-schuman (por ajuste de la carga del molino estandar de Bond) = 3.73

$$Y = 100(1.50/1.50)^{3.73} = 100\%$$

$$Y' = 100(1.25/1.50)^{3.73} = 50.71\%$$

$$Y'' = 100(1.00/1.50)^{3.73} = 22.07\%$$

1.- Porcentaje en Peso de Bolas : TABLA DE GRADIENTE Y CARGA DE BOLAS

$$100 - 50.71 = 49.29\%$$

$$50.71 - 22.07 = 28.64\%$$

$$= 22.07\%$$

Densidad de la bola = 7.574

Carga Volumétrica = 45%

Tamaño de Bolas	Peso de Bolas		Nº de Bolas
	%	Grs	
1 1/2"	49.29	5,472.3	19
1 1/4"	28.64	3,177.9	24
1"	22.07	2,449.8	37
TOTALES	100.00	11,100.00	80

2.- **Determinación del INDICE DE TRABAJO.**- Para determinar el Wi de un mineral en el Laboratorio, existen métodos standares desarrollados por Bond, usando equipos estándar diseñados por el mismo. Las formulas desarrolladas por él incluyen la Moliendabilidad del mineral o sea los gramos netos por revolución molidos y que pasan por la malla a que se esta haciendo la prueba. Una de estas formulas para un molino de bolas de laboratorio es la siguiente:

$$Wi = \frac{44.5}{(Pi)_{0.23}(Gbp)_{0.83} \left(\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right)}$$

Donde: Wi = Índice de Trabajo en Kw-h/TCS

Pi = Tamaño de malla en micrones a que se esta trabajando (haciendo la determinación)

Gbp = Es la moliendabilidad

F.P. = Tamaño en micrones por la cual pasa el 805 de la Alimentación y descarga respectivamente.

44.5 = Es una constante cuando se usa el equipo Estándar de Bond.

El molino estandar para este tipo de determinación es un molino de 12" x 12" con un blindaje liso y una puerta de 4" x 3" para el cambio del mineral y carga de bolas. El molino esta equipado de un contador de Revoluciones y opera a 70 RPM (91% de su velocidad crítica). La carga de bolas contiene de 285 bolas de fierro (43 bolas de 1.45 pulg, 67 de 1.17", 10 de 1" , 71 de 0.75" y 94 de 0.61"), con un área superficial calculado de 842 pulg², (que pesan 20,125 grs). Para estandarizar se hace por un método comparativo, para así encontrar un factor que reemplace el valor de 44.5 que es para molinos estandares, que deja de ser para nuestro caso. Para los ensayos se toman muestras de cuarzo así puras<<, como cedazo de prueba la malla 65 para observar el comportamiento de los finos y también por que en el circuito de molienda de una planta se produzca un producto de malla -65 (65% - 200 malla). Se tomo 1 kg. de cuarzo preparado a -10 malla. Por análisis de mallas se obtiene las curvas de Gaudin-Schuman de la alimentación al molino es $F_{80} = 1024$ micrones. Se sabe que de las tablas: $W_i = 14.7$ (del cuarzo) y $P_{i65} = 208$ micrones (malla 65). Siguiendo el Método de Bond se tiene la Tabla de Moliendabilidad del Cuarzo.

CICLO	REVOLUCIONES	Gpb (gr/rev)
1	100	1.049
2	252	0.697
3	381	0.660
4	390	0.670
5	382	0.640

Promediando los Gbp de los últimos 3 ciclos $G_{bp} = 0.657$

Un análisis de malla del producto fino del último ciclo nos da:

$P_{80} = 170$ micrones

Recalculando la constante de la ecuación del W_i :

$$\text{Constante} = 14.7 (208)^{0.23} (0.657)^{0.82} \left(\frac{10}{\sqrt{170}} - \frac{10}{\sqrt{1,450}} \right) = 17.931$$

Por tanto: La formula para calcular el Work Index a las condiciones del Molino que se dispone estar corregido y dado por la siguiente formula:

$$Wi = \frac{17.931}{(Pi)_{0.23} (Gbp)_{0.83} \left(\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right)}$$

Ejem.: Calcular el Wi de un mineral sulfurado. Para lo cual se tomó una muestra de mineral a malla -10 preparado, para las pruebas de moliendabilidad se mantuvo un peso constante de 1 kg de mineral (519 c.c.)

Hecho el análisis granulométrico se obtiene F80= 1,350 micrones, % de -65 malla= 26.75 se sabe Pi= 208 micrones (malla 65). Siguiendo el método de Bond se obtiene la tabla siguiente: De moliendabilidad del mineral sulfurado.

CICLO	REVOLUCIONES	Gbp(gr/rev)
1	100	0.176
2	190	0.420
3	314	0.749
4	243	0.897
5	223	0.747
6	292	0.652
7	332	0.581
8	371	0.544
9	390	0.533

Promediando los Gbp de los últimos 3 ciclo Gbp=0.553

El análisis de mallas del producto fino del último ciclo es P80 =125micrones.
Cálculo del Wi del mineral con la ecc. Ajustada:

$$Wi = \frac{17.931}{(208)_{0.23} (0.5527)_{0.83} \left(\frac{10}{\sqrt{125}} - \frac{10}{\sqrt{1350}} \right)} = 13.79 Kw - h / TC$$

Escala promedio de Wi:

Muy suave= 8.00

Duro = 16 – 20

Suave = 8 – 12

Muy duro = 20 – 24

Medio = 12 – 16

Extra duro = 24

El mineral sulfurado estudiado se encuentra en la escala de Mediano.

k) **Cálculo del tiempo Nominal de Retención en el Molino 5' x 5':**

$$Tr = \frac{\text{VolumendePulpaenelMdino}}{\text{Flujovolumétricoalmdino}}$$

i) **Determinación del Índice de Trabajo por el Método del Algoritmo de KARRA para la calcita:**

$$Wi = 9.934(Pl)0.308(Gbp)^{-0.896}(F)^{-0.125}$$

Donde: Pl = Malla de molienda (micrones)

F = 80% passing alimentación

Gbp = Moliendabilidad

D = Parámetro indicador para la cantidad de finos

C = Peso de producto deseado en malla considerando

Gi = Moliendabilidad en el i-ésimo ciclo.

R = Molienda bach (rev)

X = Peso del alimento original (gr)

Y = fracción de material fino (fresco)

Zi = Peso del material producido en el i-ésimo ciclo

Para la calcita a malla 35 se tiene lo siguiente:

X = 1123.8

1º ciclo

2º ciclo

C = 32.10

N1 = 100 rev

N2 = 60 rev

Y = 0.3628

Z1 = 572.6

Z2 = 348.5

$$R_1 = \left(\frac{1-Y}{N_1} \right) \left(\frac{Z_1 - XY}{X - XY} \right)$$

R 1 = 0.00277 Rev

R2 = 0.0013 Rev.

1º ciclo: G1 = (Z1 – XY)/N1 ----- G1 = 1.64

2º ciclo: G2 = (Z2 – Z1Y)/N2 ----- G2 = 2.34

$$3^{\circ} \text{ ciclo: } N_3 = (C - Z''Y)/G_2 \text{ -----} = 83 \text{ gr.v}$$

$$Z_3 = Z_2Y + Z_2N_3R_1 + (X-Z_2)N_3K_2$$

$$\text{Resulta: } Z_2 = 290.2 ; \quad G_3 = 1.97$$

Promediando los dos últimos valores (ciclo 3 y 4): $G = 1.97$

Se usaron los mismos pasos para la Calcita a 35 de malla de lo que se obtuvieron: $Wi_{80\#} = 17.45$ $Wi_{35\#} = 15.96$

Reemplazando este en la ecc. 1 se tiene: Factor = 36.75 (80#), factor = 33.15(35#)

De igual manera se obtuvieron los Wi del mineral por el método Karra:

$$Wi_{80\#} = 12.5 \quad Wi_{35\#} = 6.54$$

Comparación : la ecc. Para nuestro molino será:

$$Wi = \frac{34.95}{(Pi)_{0.23}(Gbp)_{0.83} \left(\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right)}$$

Reemplazando sus valores se tiene lo siguiente:

$$\text{A } 35\# \text{ } Gbp = 7.28 \quad Wi = 6.073$$

$$\text{A } 80\# \text{ } Gbp = 1.53 \quad Wi = 12.78$$

El Gbp . Se obtuvo mediante el ensayo de moliendabilidad por el método de Bond. Se puede apreciar que los valores son cercanos a los obtenidos por el método directo en las Wi del mineral del Algoritmo de Karra, la variación que se observa en los Wi mayormente a la existencia de mucho material grueso, en la alimentación del ensayo a malla 35, mientras que en la alimentación a malla 80 existe mínima cantidad de gruesos pero abundante finos, por la que el radio de exposición de estas partículas es mayor por lo que se incrementa el Wi .

8.- DETERMINACIÓN DE LA CARGA CIRCULANTE EN CIRCUITOS CERRADO DE UN MOLINO:

a) Método del Dilución:

En base a la densidad y masa de pulpa. Ejem.:

PRODUCTOS	DENSIDAD (W)	W	%P	%a	°Dd
Descarga del Molino	1,620	983	61.01	38.99	0.639 °dD
Rebose del clasificador	1,330	533	40.02	59.98	1.499 °Do
Arena del Clasificador	1,990	1613	81.03	18.97	0.234 °Dc

Para que sea completo el cuadro precedente se utiliza las siguientes formulas:

$$\begin{aligned}
 - p &= W - w & - p &= (W - 1000) WK \times 100 \\
 - V &= 1000 - p & - K &= (S - 1)/S \\
 - S &= w/V & - D &= (100 - P)/P
 \end{aligned}$$

Donde: W = Densidad de pulpa, gr/Lt P = porciento de sólidos
W = peso de sólidos secos, grs. K = constante de sólidos
V = Volumen de agua desalojada K = grado de dilución
p = Peso de agua a = Porciento de agua
S = Gravedad específica del sólido

Efectuando los cálculos correspondientes: Para la descarga del molino

$$p = 1,620 - 983 = 637 \qquad K = \frac{2.4 - 1}{2.4} = 0.593$$

$$v = 1,000 - 637 = 363$$

$$P = \frac{1,620 - 1000}{0.593 \times 1,620} \times 100 = 64.54\%$$

$$S = 983/363 = 2.4 \qquad \text{°}D = \frac{100 - 64.54}{64.54} = 0.548$$

De igual forma se hacen los cálculos para el Rebose y Arenas del

Clasificador con los datos de la tabla, y con estos datos obtenidos

calculamos el % de carga circulante y la carga circulante, su proporción es:

$$cc = \frac{{}^{\circ}Do - {}^{\circ}Dd}{{}^{\circ}Dd - {}^{\circ}Dc} = \frac{1.148 - 0.548}{0.548 - 0.236} = 1.955 \times 40TM = 78.20$$

$$\%cc = 100 \times 1.955 = 195.5\%$$

b) Método de Análisis granulométrico:

Se basa en el análisis de mallas. Ejem:

Malla	% en peso Descarga del Molino		% en peso Descarga del Molino		% en peso Descarga del Molino	
	%P	%Ac	%P	%Ac	%P	%Ac
+8	2.5	2.5	2.5	2.5	--	--
+50	23.4	25.0	36.0	38.5	10.2	10.2
+100	23.3	49.2	27.4	65.9	9.1	19.3
+140	11.0	60.2	11.8	77.7	19.6	38.9
+200	6.8	67.0	5.7	83.4	7.6	46.5
-200	33.0	100.0	16.8	100.0	53.5	100.0

$$CC_{malla_n^{\circ}} = \frac{DescargadelMolino(d) - Rebosedelciclón(o)}{Arenasdelciclón(c) - DescargadelMolino(d)}$$

Haciendo los cálculos se tiene:

$$CC_{100} = \frac{49.2 - 19.3}{65.9 - 49.2} = 1.79$$

$$CC_{140} = \frac{60.2 - 38.9}{77.7 - 60.2} = 1.21$$

$$CC_{200} = \frac{67.0 - 46.5}{83.4 - 67.0} = 1.25$$

$$Promediando = \frac{1.79 + 1.21 + 1.25}{3} = 1.41$$

Por tanto: $cc = 1.41 \times 40 TM = 56.4 TM$; $\%cc = 100 \times 1.41 = 141.0 \%$

c) Balance de Materia en un Circuito Cerrado de Molienda:

Según el cuadro siguiente: donde se conoce el Factor $CC = 2.195$, Alimentación al molino 78.2; la carga circulante será $= 2.195 \times 78.2 = 171.65 TM$ de mineral.

PRODUCTOS	Densidad	%P	%a
-----------	----------	----	----

Producto del Molino de Bolas	1,900	75	25
Alimentación al Clasificador	1,540	54	46
Under-flow del clasificador	2,020	80	20
Over-flow del Clasificador	1,220	30	70

a.- Producto del Molino de Bolas:

$$\text{Mineral} = 171.65 + 78.2 = 249.85 \text{ TMS}$$

$$\text{Agua} = \frac{249.85 \times 25}{75} = 83.28 \text{ TM}$$

b.- Alimentación al Clasificador:

$$\text{Mineral} = 249.85 \text{ TMS}$$

$$\text{Agua} = \frac{249.85 \times 46}{54} = 213.40 \text{ TM}$$

c.- Under-flow del Clasificador:

$$\text{Mineral} = 171.65 \text{ TMS}$$

$$\text{Agua} = \frac{171.65 \times 20}{80} = 42.91 \text{ TM}$$

d.- Over-Flow del Clasificador:

$$\text{Mineral} = 249.85 + 171.65 = 78.2 \text{ TMS}$$

$$\text{Agua} = \frac{78.2 \times 70}{30} = 182.47 \text{ TM}$$

e.- Carga o Alimentación al Molino de mineral de la Tolva de finos:

$$\text{Mineral} = 78.2 \text{ TMS/día}$$

$$\text{Agua} = \text{Agua del producto del Molino} - \text{Agua de Under-flow del Clasificador}$$

$$\text{Agua} = 83.28 - 42.91 = 40.37 \text{ TM}$$

d) **Cálculo del flujo en c/u de los Puntos Indicados en GPM:**

a.- Producto del Molino de Bolas.

$$\text{Carga Total} = 249.85 + 83.28 = 333.13 \text{ TM/día}$$

$$\begin{aligned} \text{Flujo} &= \frac{\text{Carga Total}}{\text{Grav. Espec.}} = \frac{333.13 \text{ TM} / \text{día}}{1.90 \text{ TM} / \text{m}^3} = \frac{333.13 \text{ TM} \times \text{M}^3 (\text{día}) (h) (264.2 \text{ g ln})}{1.90 \text{ TM} \times \text{día} (24 \text{ h}) (60 \text{ min}) (m^3)} \\ &= 32.17 \text{ GPM} \end{aligned}$$

b.- Alimentación al Clasificador:

$$\text{Carga Total} = 249.85 + 213.40 = 463.25 \text{ TM/día}$$

$$\text{Flujo} = \frac{\text{Carga Total}}{\text{Grav.Espec.}} = \frac{463.25 \text{ TM} / \text{día}}{1.54 \text{ TM} / \text{m}^3} = \frac{463.25 \text{ TM} \times \text{M}^3 (\text{día})(h)(264.2 \text{ g ln})}{1.54 \text{ TM} \times \text{día}(24h)(60 \text{ mint})(\text{m}^3)}$$

$$= 51.43 \text{ GPM}$$

c.- Under-Flow del Clasificador:

$$\text{Carga Total} = 171.65 + 42.91 = 214.56 \text{ TM/día}$$

$$\text{Flujo} = \frac{\text{Carga Total}}{\text{Grav.Espec.}} = \frac{214.56 \text{ TM} / \text{día}}{2.02 \text{ TM} / \text{m}^3} = \frac{214.56 \text{ TM} \times \text{M}^3 (\text{día})(h)(264.2 \text{ g ln})}{2.02 \text{ TM} \times \text{día}(24h)(60 \text{ mint})(\text{m}^3)}$$

$$= 18.11 \text{ GPM}$$

d.- Over-flow del Clasificador:

$$\text{Carga Total} = 78.2 + 182.47 = 260.67 \text{ TM/día}$$

$$\text{Flujo} = \frac{\text{Carga Total}}{\text{Grav.Espec.}} = \frac{260.67 \text{ TM} / \text{día}}{1.22 \text{ TM} / \text{m}^3} = \frac{260.67 \text{ TM} \times \text{M}^3 (\text{día})(h)(264.2 \text{ g ln})}{1.22 \text{ TM} \times \text{día}(24h)(60 \text{ mint})(\text{m}^3)}$$

$$= 36.55 \text{ GPM}$$

e.- Alimentación al Molino:

$$\text{Carga Total} = 8.2 + 40.37 = 118.57 \text{ TM/día}$$

9.- DETERMINACIÓN DE EFICIENCIA DE CLASIFICACION:

1.- Se aplica la formula:

Donde. E = Eficiencia

$$E = 10,000 \times \frac{O}{F} \times \frac{(o - f)}{f(100 - f)}$$

O = Tonelaje en rebose

o = % de material en el rebose, menor malla

f = % en la alimentación más fino que malla

F = Tonelaje en la alimentación

Como se requiere el tamaño inferior en cada malla, se tiene el análisis

MALLA	Rebose del Clasificador	Descarga del Molino
-70	80%	55%
-100	70%	45%

-140	61.5%	36%
-200	54%	29.5%

Del cual se conoce: - CC = 2.195

- alimentaci{on al molino = 78.2 TM/día
- cc = 171.65 TM/día
- Ton. Descarga del molino = 249.85 TM/día

Reemplazando :

$$E = 10,000 \times \frac{171.65}{249.85} \times \frac{(80 - 55)}{55(100 - 55)} = 68.70\%$$

Para mayor precisión sobre la eficiencia de los clasificadores es necesario hacer los mismos cálculos por lo menos de tres mallas y sacar un promedio del porcentaje de la eficiencia.

2) Utilizando Otro Formula: >Por medio de un análisis granulométrico de las muestras de descarga del molino y rebose del clasificador se determina la eficiencia de un clasificador helicoidal.

Formula:
$$E = \frac{A(1 - o)}{(A + CC)(1 - f)} \times 100$$

Donde: E = Eficiencia del clasificador (%)

CC = Carga circulante (171.65 TM/día)

A = Mineral alimentado al molino por día (78.2 TM/día)

o = % de material más fino que la malla de separación en el rebose del clasificador

f = % de material más fino que la misma malla de separación en descarga del molino.

CUADRO DEL ANÁLISIS GRANULOMETRICO

Malla	Tamaño Micrón	Descarga del Molino % en peso			Rebose del Clasificador % en peso		
		%p	+Ac	-Ac	%p	+Ac	-Ac
+35	417	17.14	14.14	82.86	4.50	4.50	95.50

+48	295	28.08	45.20	54.80	5.20	9.70	90.30
+65	208	10.25	55.45	44.55	6.55	16.25	83.75
+80	175	8.72	64.17	35.83	4.00	20.25	79.73
+100	147	4.50	68.67	31.33	7.54	27.79	72.21
+200	74	9.35	78.02	21.98	45.76	73.55	26.45
-200		21.98	100.00		26.45	100.0	

Efectuando los cálculos respectivos:

$$E_{65} = \frac{78.2(1 - 0.8375)}{(78.2 + 171.65)(1 - 0.4455)} \times 100 = 8.66\%$$

$$E_{80} = \frac{78.2(1 - 0.7975)}{(78.2 + 171.65)(1 - 0.3583)} \times 100 = 15.77\%$$

$$E_{100} = \frac{78.2(1 - 0.7221)}{(78.2 + 171.65)(1 - 0.3133)} \times 100 = 17.9\%$$

E promedio = 14.11 %

NOTA: el estudiante podrá emplear cualquiera de los métodos descritos, viendo cual de ellos es la más correcta para un clasificador mecánico.

3). La eficiencia de un Ciclón se calcula por la siguiente formula:

$$E = 10,000 \frac{(o - f)(f - c)}{f(100 - f)(o - c)}$$

Donde: f = % desacumulado de cualquier malla en la alimentación.

o = % desacumulado de cualquier malla en el Over flow del ciclón.

c = % desacumulado de cualquier malla en el Under flow del ciclón

Los cálculos se efectúan en base a los datos de la TABLA siguiente:

TABLA	Alimentación(-)	Over-flow(-)	Under -Flow(-)
+32	100.0	100.0	99.50
+65	100.0	100.0	97.67
+100	90.75	93.16	48.30

+150	79.50	90.36	37.66
+200	62.65	84.86	25.38
+325	49.15	76.85	19.83
-325	30.25	59.57	0.38

Reemplazando los valores tabulados en la formula matemática indica se tiene:

$$\begin{aligned}
 E+100 &= 27.17\%(\text{descartado}) & E+325 &= 49.85\% \\
 E+150 &= 52.91\% & E-325 &= 70.12\% \\
 E+200 &= 59.44\% & \text{Promedio de los 4 últimos: } E &= 58.08\%
 \end{aligned}$$

4) Cálculos del D50: Es un punto muy útil de referencia para determinar la eficiencia de un hidrociclón. Se define: Que el tamaño de partícula que tiene una eficiencia centrífuga del 50%. Es decir es el tamaño de partícula en el alimento al hidrociclón, que cuyo 50% del peso va hacia el Over-flow y el otro 50% se dirige hacia el Under-flow. A este tamaño se le llama D_{50} ó Tamaño de Corte (partin size). Lo cual se hace a partir del Análisis de la curva probabilística de Trompo que representa la performance más probable del clasificador. Esta curva de clasificación teniendo en cuenta los porcentajes obtenidos como descarga del Apex (como ordenadas) vs el rango de tamaño de partículas en micrones (como abscisas). En la práctica se hacen ajustes de estas curvas teniendo en cuenta la cantidad de finos no clasificados (Rf) que se reportan al Under-flow, debido a ciertos factores de operación hidrodinámica y de diseño.

A.- Según la Ecuación de Plitt tenemos:

$$CC_{140} = \frac{60.2 - 38.9}{77.7 - 60.2} = 1.21 \quad \text{EMBED Equation.3}$$

Donde: $\delta = \frac{35(D_c)^{0.45}(D_i)^{0.6}(D_o)^{1.21} \exp(0.063\delta)}{(D_u)^{0.74}(h)^{0.38}(Q)^{0.45}(ds-d)^{0.5}}$ Fracción volumétrica de sólidos en el alimento.

H = Altura libre del vortex (4 pulg)

Do = Diámetro del vortex finder (2 pulg)

Di = Diámetro de la tubería de ingreso (Inlet) = 3 pulg.

Dc = Diámetro de la sección cilíndrica.

(generalmente referido al diámetro del cilindro) = 10 pulg.

Du = Diámetro del Apex o spigot de descarga = 1 pulg.

ds = Densidad del sólido.

Q = Caudal (ft³/mint.)

d50 = en microns

d = densidad del agua (1 gr/cc) o Lb/pulg³)

Reemplazando tenemos:

$$d50 = \frac{35(10)^{0.45} (3)^{0.6} (2)^{1.21} \exp(0.063)(25)}{(1)^{0.71} (4)^{0.38} (23.12)^{0.45} (280)^{0.5}} = \frac{449.981 \exp(1.5)}{116.295}$$

Según catálogos para ciclones de 10" de diámetro, su d50 fluctúa entre 40 a 100 micrones.

B.- Según la Ecuación de Dahistrom. La cual fue desarrollado para un tipo determinado de ciclón, y es usado ampliamente en problemas de diseño para calcular el tamaño d50.

$$d50 = \frac{81(D_o \times D_i)^{0.68}}{(Q)^{0.53}} \left(\frac{1.73}{ds - d} \right)^{0.5}$$

Donde:

d50 = Tamaño de corte (en micrones)

Do = Diámetro del vortex finder(en pulg)

Di = Diámetro del inlet (en pulg)

Q = Alimento (en U.S. GPM) (si está en Gin. Imperiales multiplicar por 1.2 para reducir a U.S. GPM.

ds = Densidad de sólido (en gr/cc)

d = Densidad del fluido (en gr/cc)

C.- Según la Ecuación desarrollada por Bradley: para obtener el d50:

$$d50 = 7.4 \left[\frac{(D_c)^3 V_b}{Q_f^{1.2} (ds - d)} \right]^{0.5}$$

Donde: Dc = Diámetro del ciclón en pulg.

Vb = Viscosidad de la pulpa en centipoise

Qf = alimentación en galones imperiales por minuto.

5.- Ajuste de la Curva de Partición (d50): El ajuste se hace de acuerdo a la eficiencia corregida por la ecc. De Plitt que dice que la curva representa una tendencia tipo Rocín-Rammler.

$$Y' = 100[1 - e^{-0.693(d/d50)}]$$

Donde: Y' = Eficiencia corregida en %

d = Diámetro promedio de partícula en micrones

$d50$ = Diámetro de corte, cuyo 50% en peso se reporta ya sea al Over-flow o Under-flow en micrones.

m = Precisión de separación (para clasificadores mecánicos es bueno cuando “ m ” es mayor que uno y menor que 2 o sea entre 1-2 y para ciclones de 1 hasta 3).

Los parámetros “ m ” y $d50$ se obtienen al transformar la ecuación a una formula Lineal: $Y = mX + b$, ajustándolo por Regresión Lineal.

Por la expresión de Schultz:

$$E = \frac{Y_1 - Y_3}{Y_2 - Y_3} \left[\frac{Y_2}{Y_1} - \frac{1 - Y_2}{1 - Y_1} \right] \times 100$$

Donde: E = Eficiencia de separación % (de 40 a 50% Trabajo pésimo)
(de 60 a 70% Trabajo Eficiente)

Y_1 = % en peso de $d50$ en el alimento.

Y_2 = % en peso de $d50$ en el Over-flow

Y_3 = % en peso de $d50$ en el Under-flow

Para lo cual lo primero se determina el $d50$. Luego con el $d50$, en la curva de Gaudin se obtiene los % en peso.

Ejem.: Para un clasificador Espiral de 60” se tiene:

Tamaño de separación $d50$ = 92 micrones.

$d50$ corregido en micrones = 133.33 micrones (según ecc. de Y')

m precisión de separación (%) = 1.502

La ecuación que describe la curva Probabilística de Tromp para dicho clasificador será:

$$Y' = \left[1 - e^{-0.693} (d / 133.33)^{1.502} \right] 100$$

6) Cálculo del caudal Máximo de un Hidrociclón:

Aplicando la ecuación de flujo:

$$Q = V_i \times A_i$$

Donde: Q = Caudal máximo de alimentación (cm³/seg)

V_i = Velocidad de alimentación (cm/seg)

A_i = Área de ingreso del ciclón en cm²

- Cálculo:

$$V_i^2 = K \times R \times G$$

Donde: K = Factor de fuerza centrífuga (para un ciclón del tipo 100c de 10" de diámetro fluctuará de 15 a 19 al origen empírico.(17 promedio).

R = Radio del ciclón de 10" = 10 x 2.54/2 = 12.70 = 13 cm.

G = Aceleración de la gravedad = 980 cm/seg²

Reemplazando se tiene:

$$V_i = \sqrt{17 \times 13 \times 980} = 465 \text{ cm/seg}$$

- Cálculo de A_i = (P_i x D²)/4 = 3.1416 (3)² = 7.06 pulg²(6.4516) = 45.6 cm²

Reemplazando sus valores encontramos el caudal:

$$Q = 465 \times 45.6 = 21.204 \text{ cm}^3/\text{seg} = 5.602 \text{ gln/seg.}$$

$$Q = 5.602 \times 60 = 336.12 \text{ GPM (es la capacidad máxima del ciclón de 10")}$$

7.- Determinación del Apex y Vórtex de un Hidrociclón:

El diámetro del Vortex ideal (D_o) es igual al diámetro de la envoltura de la velocidad tangencial máxima, a causa de que esta es la única corriente ascendente que lleva partículas en suspensión. Si conocemos los flujos del Over y Under flow,

es muy ventajoso para el cálculo con bastante aproximación el diámetro del Apex, al utilizarse en la práctica: Para el ciclón de 10": $D_o = 0.167 \times D_c = 0.167 \times D_c = 10.167 \times 10'' = 1.67$ aproximado a 2".

$D_o = 2''$ (que es el diámetro del vortex ideal)

Las limitaciones en la práctica para las exigencias de la razón de CONO D_u/D_o imposibilita colocar el diámetro del vortex con diámetro mayor al ideal. La relación matemática entre el porcentaje de volumen del Over-flow con la razón de cono, nos permite determinar fácilmente el diámetro del apex. Estas dos variables es relacionado por medio de una gráfica de curva empírica de uso muy valioso.

$$\% Q_o = (Q_o/Q_i) \times 100$$

$$\text{Si } Q_o = 582.5 \text{ Lt/mint}$$

$$Q_i = 655.0 \text{ Lt/mint.}$$

$$\%Q_o = (582.5/655)100 = 88.93$$

$$\%Q_o = 89.0\%$$

La razón de Cono correspondiente a 89% da Q_o en la curva es:

$$D_u/D_o = 0.63 \text{ por tanto:}$$

$$D_u = 0.63 \times D_o = 0.63 \times 1.67'' = 1''$$

NOTA: OTRA TECNICA EXPERIMENTAL DE MOLIENDABILIDAD (Molino Estándar):

La muestra preparada a malla -10 se llena en una probeta de 1 litro de capacidad, midiéndose un volumen determinado de muestra de mineral compactándolo y luego se halla su peso en gramos. Luego se muele del siguiente modo: - primer ciclo de molienda, se efectua cargando el peso encontrado de muestra agregando $\frac{1}{4}$ parte de agua al peso de material esta molienda se refiere a un tiempo determinado, después del cual, se descarga en una recipiente y separarlos en dos productos por medio de la malla 200. la muestra que resulta a malla +200 se carga nuevamente al

molino y la de -200, se sustituye por material ó muestra fresca, igual al peso, de -200 malla, se añade agua en igual proporción, del mismo modo se efectúa las pruebas siguientes hasta encontrar un valor igual al peso de la malla -200 originalmente encontrado. Para los cálculos se usa un factor de 1/3.5 del peso total del material. Del cual resulta:

Peso inicial de -200 malla = Peso de la muestra inicial 1/3.5

El % de -200 malla, haciendo pasar el peso total inicial por la malla 200 y la parte que queda corresponde a +200 malla, que sumados dará el 100%. El tiempo aproximado de molienda se calcula aplicando la formula.

$$Tiempo = \frac{(Peso\ inicial\ de\ -200\ malla - \% + 200\ malla)(-200\ malla\ del\ Producto)}{Gpb \times RPM\ del\ molino}$$

Al final de la molienda se anota las revoluciones del molino, luego el producto -200 mallas se pesa, finalmente se calcula el peso neto de molienda -200 malla. La moliendabilidad se determina:

$$Gbp = \text{Peso neto} / \text{revoluciones del molino}$$

$$\text{Y el peso Neto} = \text{Peso del Producto} - \text{Peso de alimento fresco}$$

CAPITULO III

CALCULOS METALÚRGICOS EN LA SECCIÓN DE CONCENTRACIÓN

1.- CELDAS DE FLOTACIÓN.

Las celdas de flotación son mecanismos donde se efectúan el proceso de flotación. Existe una gran variedad de diseños de estas maquinarias y solamente nos interesa conocer aquellas que han encontrado mayor aplicación industrial, más que todo de aquellas que son notables por su originalidad en su diseño. Estas deben reunir en lo posible las siguientes características:

- 1.- Debe permitir la recepción y aereación de la pulpa sin permitir la sedimentación de los sólidos.
- 2.- debe permitir la descarga de los relaves empobrecidos luego que la aereación de la pulpa haya producido la espuma mineralizada.
- 3.- Debe permitir el pase de la pulpa desde la entrada a la salida de la celda sin que este en operación (funcionamiento).
- 4.- Suministrar al volumen total de pulpa las burbujas de aire de tamaño conveniente, completamente dispersas y en una cantidad adecuada para la concentración de la columna de espumas.

- 5.- Debe disponer de una zona en que pueda formarse una columna de espumas mineralizadas quietas, de donde pueda caer la ganga (limpieza secundaria).
- 6.- Debe descargar el material flotado y el hundido por separados.
- 7.- Debe disponer de un control del nivel de pulpa y de la altura de la columna de la espuma.
- 8.- Permitir la aereación sin la formación de burbujas muy grandes, ó sin cavidades de aire que producen perturbaciones.
- 9.- Debe ser de fácil arranque luego de una falla mecánica, sin el “arenado” de las parte mecánicas y orificios de descarga.
- 10.- Debe ser fácil mantenimiento, sin esquinas desiguales donde puedan acumularse restos de madera, desechos ó cal.
- 11.- Debe permitir el uso eficiente de las fuerzas motoras, del espacio de la planta y de los impulsores.
- 12.- Deben ser flexibles al cambio rápido y fácil de alimentación y tener canales de intercirculación en el circuito (bancada) de la que forma parte la celda.
- 13.- Tener capacidad para cubrir una alimentación de partículas grandes sin riesgo de acumulación y atoramiento.
- 14.- Permitir el ajuste del trabajo entre la nueva alimentación circulante en el punto de entrada de aire y de la pulpa que recircular dentro de la celda.
- 15.- Debe disponer de una descarga periódica por el fondo, para las arenas acumuladas.

2.- CLASIFICACIÓN DE LAS CELDAS DE FLOTACIÓN.

Actualmente existen diversos modos de clasificar las celdas de flotación, el más simple e importante está basado en el método de Aereación de la pulpa, puesto que esta es la condición básica esencial de las máquinas de flotación. Así como se indica en el cuadro siguiente de clasificación de las celdas de acuerdo a la forma de aereación de la pulpa y de su origen de fabricación.

TIPO DE CELDA	ASPECTO DEL DISEÑO	FABRICANTE	FABRIC. SOVIETICOS
1.- MECANICAS: La pulpa es aereado por	1.- Con impulsor 2.- Con impulsor espiral	a). Mineral Separation M.S. b) Denver	a) Kotiyakov b) Kotiyakov Me Hanedr

mezclado de aire	3.- Impulsor de caja de ardilla	c) M.S. Sur Aereación (Sub-A) a Denver Massco, Humbot. Agitair. d) Root. Krauts Fagergren.	c) F.M.2.5 (2.5m3) Kotiyakov d) Pena
2.- NEUMATICAS la pulpa se aerea con inyección de aire	1.- Rotor cilíndrica poroso 2.- Tubería porosa fija. 3.- Con tiro de aire	Callow Mc. Intosh a) Forrester o de fondo corto b) Southwertern o fondo profundo Hunt.Britannia.	
3.- DE PRESIÓN VARIABLE. La pulpa se aerea por vacío o con presión alevado.	1.- De vacío a presión menor de una atmosfera. 2.- De compresión para descargar la pulpa	Elmore	Eyector

Además las celdas de flotación se subdividen de acuerdo al modo como fluye la pulpa a través de ellas, en los siguientes grupos: Tipo de Cuba ó Batea. Tipo cubeta de flujo de nivel fija y el tipo cámara o celda. Entre estos dos últimos se encuentran las celdas Denver (Free-flow y Cell to Cell). Fagergren, Agitair.

A medida que fueron apareciendo máquinas cada vez más eficientes, fueron quedando fuera de competencia muchas particularmente del tipo Neumático, de vacío y otros más antiguos como de cascada, de generación de gas por reacciones químicas, etc.

Actualmente son de verdadera importancia Tecnológica por los menos en lo que se refiere al Continente Americano y en nuestro país, tres máquinas. La Denver, de Fagergren, de Agitair y recientemente en parte las celdas Serrano y otros, todas ellas del tipo Mecánica Subaereado, hasta las clásicas máquinas de Menerals Separación que fue antecesora ya no tiene aplicación.

Por tales razones en la presente nos vamos a referir a estas 3 máquinas indicadas:

a) Máquinas Denver Sub-A:

Consiste en celdas cuadráticas hechas de madera o acero, cada una con su propio agitador y reunidos en 2-4-6 y 8 o más según las necesidades. Se alimenta mediante un tubo lateral inclinado, que estando en funcionamiento descarga la pulpa directamente sobre el agitador (Impulsor ó rotor) que es un disco con 6 paletas orientadas hacia arriba, que se encuentra debajo de un Difusor (Estator) 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 y

descargan el relave por otro tubo en un nivel más bajo tal que el movimiento de la pulpa dentro de las máquinas se efectúa por gravitación. El concentrado se retira de la parte superior de las celdas a una canaleta por medio de paletas giratorias o bien por lavado con agua.

El agitador es accionado por un motor a través de un eje central que se encuentra en un tubo que sirve para hacer llegar el aire exterior hasta la pulpa cuando hacemos funcionar el agitador con una velocidad periférica entre 500 a 600 m/min, empieza a succionar el aire por el orificio situado en la parte superior del tubo del eje. El aire toma contacto con la pulpa en la zona del agitador que lanza lateralmente la mezcla que se dispersa con la ayuda del difusor.

Las burbujas mineralizadas suben a la superficie y los relaves juntos con las partículas no recuperadas siguen su camino por gravedad bajo la presión de la pulpa nueva que llega a la celda a través de una compuerta ajustable y entrar por el tubo a la siguiente celda.

Así mismo estas celdas tiene una pieza metálica fija situada sobre el agitador que lo protege de la sedimentación de las arenas en caso que se pare su funcionamiento y que permita su posterior puesta en marcha. Generalmente estas partes vitales están revestidos con goma para disminuir su desgaste. Se tienen más detalles sobre estas máquinas en la Tabla.

b) Máquinas Fagergren:

Son también celdas cuadráticas de 2 a 6 ó mas según necesidades al igual que el anterior máquina.

La parte fundamental del equipo esta en su rotor y Estator que están colocados concéntricamente, con una distancia mínima entre ambos.

Tanto el Rotor y Estator son dos cilindros huecos con bases de anillo que se unen entre sí por varillas (espaciadores de acero revestidos con goma). El rotor tiene además en la parte superior e inferior rayos en forma de cruz, inclinados de tal modo que la parte superior succione el aire y parte inferior la pulpa. Funciona con 400 a 900 RPM, lo que corresponde a una velocidad periférica de 670 m/min. con la cual se alcanza succionar el aire de la atmósfera a través de un cilindro con algunas perforaciones que encierra el eje central en cuyo extremo inferior esta el

Rotor y succiona desde arriba el aire y desde abajo la pulpa que chocan en el interior produciéndose la impregnación de la pulpa con el aire. La pulpa gasificada sale radialmente del Rotor y al pasar por sus espaciadores y por las del Estator se dispersa más aún. Estas celdas están separadas entre sí por compuertas ajustables que permiten controlar el nivel de pulpa. Estas compuertas llegan hasta la mitad de su altura de modo que en su parte inferior la pulpa pueda circular libremente. Algunas veces en la parte superior se pueden bajar las compuertas para que la espuma también pueda correr libremente. La última celda que descarga la cola lo hace por reboso y este nivel permite el ajuste de la pulpa en la máquina. Más detalles de estas máquinas se dan en la Tabla.

c) **Máquinas Agitair.**

Al igual que las anteriores se usan en unidades de 2-4 ó mas celdas según la necesidad, y disponen de un agitador por medio del cual se introduce el aire y se efectúa la agitación de la pulpa y de un cuerpo estacionario, llamado Estabilizador, que sirve para su dispersión y estabilización. La diferencia fundamental entre esta y otras máquinas reside en el hecho de que las Agitair para la aireación usan aire comprimido a pequeña presión. El agitador es un tubo hueco de acero revestido de goma que descansa sobre rodillos.

En su parte inferior tiene un disco con dientes orientados hacia abajo que sirve para la dispersión de la pulpa aireada. Trabajan a una velocidad periférica de 330 a 470 m/min. su parte inferior se puede separar del eje hueco y no requiere mantenimiento especial, sino que cuando se deteriora se reemplaza.

El estabilizador consiste en planchas de acero, revestidos de goma distribuidos en forma radial. No tocan el fondo de la celda sino que están suspendidos a una altura de mas o menos 5 cms. Para poder dejar libremente la pulpa. Su función es la de evitar la turbulencia dentro de la zona inferior de la máquina que se encuentra fuertemente agitada y asegurar la distribución pareja de las burbujas a través de toda la superficie de la celda.

El sistema de aireación artificial bajo presión tiene ventaja sobre la aireación por succión de que se pueda regular con gran sensibilidad y se pueda hacer mas abundante cuando lo requiera las condiciones. El aire es transportado por tuberías de 6 pulgadas y alimentados en las celdas mismas por tuberías de 2 pulgadas a

través del eje hueco del agitador, el aire se controla por medio de válvulas. La alimentación y descarga de la pulpa se efectúa a través de compuertas especiales situadas en la cabeza y cola de la máquina respectivamente. El nivel de la pulpa es regulada en cada límite de celda y el rebalse de descarga mediante vertederos de acero de altura variable. La altura de la espuma se puede controlar por medio de las válvulas de aire. Se usan distintos bancos de celdas para cada tipo de operación. Mayores informes se dan en la tabla.

Generalmente las celdas se ordenan en serie formando un círculo o bancada (circuito ó bancos de celdas) que reciben los relaves de la procedencia y se tendrá 1,2 y 3 circuitos ó bancos de celda, según las clases de materiales valiosos que se desea recuperar de un mineral. Así por ejemplo:

Si se tiene un solo elemento valioso se necesita solo un banco de celdas.

Si se tiene dos elementos valiosos se requiere dos bancos de celdas.

Si se tiene tres elementos valiosos se requiere tres bancos de celdas.

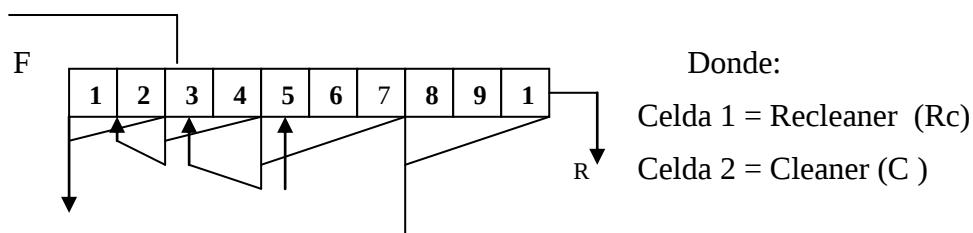
Las celdas de flotación en cada banco se puede dividir, según las etapas de flotación de las partículas sólidas (flotabilidad), así tenemos:

CELDAS ROUGHER: (Flotación Primaria).- Es donde sale el concentrado primario, es donde se alimenta la pulpa, es la celda madre que recibe la carga de pulpa del acondicionador o directamente del clasificador.

CELDAS ESCAVENGHERS (Agotadores ó Medios).- Son las celdas donde se realiza la recuperación de las partes valiosas que no se han recuperado en los rougher.

CELDAS RECLENER (Relimpieza).- Celdas donde se hace la limpieza de concentrado proveniente de las Celdas Cleaner.

Ejemplo de un Circuito de Celdas:



3.- CAPACIDAD DE LAS CELDAS:

La capacidad de las celdas de flotación de tratamiento de cualquier mineral depende de varios factores ó condiciones, las cuales pueden ser determinados experimentalmente. Así como el tonelaje a tratarse, tiempo de contacto requerido entre los reactivos de flotación y las menas valiosas. Densidad de pulpa que fluye por la máquina y el volumen de pulpa húmeda por tonelada de mineral seco.

4.- CALCULO DEL NÚMERO DE CELDAS (Banco de Celdas).

Para hallar el número de celdas necesarios en un circuito ó banco de flotación con mayor margen de seguridad se debe de aumentar el 30% más en la capacidad de las celdas por efectos del espacio que ocupa el sistema de aereación, recubrimiento de las celdas, el volumen de aire, de los finos que tiene un mineral etc.

Los cálculos para los tipos de celdas Denver, Comesa y otros patentes similares se realizan en base a toneladas cortas. Hay dos posibles formas de calcular el número de celdas aplicando las formulas:

a) Para Celdas Denver:

$$Nro.deCeldas = \frac{(Tonen24horas)(Tiempodecontacto)}{Coeficiente de Tabulación} = \frac{A \times B}{C}$$

Ejemplo: Se requiere calcular el Número de celdas Denver Sub A Nro.18 necesarios para el tratamiento de 60 TM. Diarias de mineral; si los tiempos de contacto para el plomo es de 25 minutos, para el zinc es de 21 minutos, siendo las diluciones de la pulpa en el circuito de plomo de 3 a 1 y en el circuito de zinc de 3.5 a 1 y el peso específico del mineral es de 2.2.

Solución:

$$\text{Capacidad} = (60 \text{ TMS})(1.1) = 66.138 \text{ TCS}$$

$$(\text{Capacidad})T = 66.138 + 66.138 \times 0.30 = 85.974 = 86 \text{ TCS}$$

Según la Tabla Denver de Cálculos de Capacidad de celdas tipo Sub A Nro.18 (de 28 x 28 pulg), para la dilución respectiva y peso específico del mineral se tiene en la tabla los Coeficientes de tabulación siguientes:

Factor de Plomo es = 234 ;

Factor de Zinc = 202

Aplicando la formula anterior se tiene: Para el circuito de Plomo:

Nro. De Celdas(T) = $(86 \text{ TCS})(25 \text{ mint}) / 234 = 9.14 = 8 \text{ celdas Denver Nro. 18}$

Si se quiere determinar en el circuito el número de celdas por etapas de flotación, se sigue las siguientes etapas: en las determinados tiempos:

a) Nro. de Celdas Rougher para el Plomo: Si A = 86 Ton/día; B = 7 mint.; C = 234.

Nro. de Celdas = $(86) \times (7) / (234) = 2.58 = 3 \text{ celdas Nro. 18 Denver.}$

b) Nro. de Celdas Escavenger para el Plomo: Si A = $86 \times 0.7 = 60.2 \text{ Ton/día}$ B = 14 mint.; C = 234.

Nro. de Celdas = $(60.2) \times (14) / (234) = 3.6 = 4 \text{ celdas Nro. 18 Denver}$

c) Nro. de Celdas Cleaner para el Plomo: Si A = $86 (0.40) = 34.4 \text{ Ton/día}$; B = 4 mint.; C = 234.

Nro. de Celdas = $(34.4) \times (4) / (234) = 0.58 = 1 \text{ celdas Nro. 18 Denver}$

d) Nro. de Celdas Recleaner para el Plomo: No hay

En el circuito de zinc se tendrá de igual forma:

a) Nro. de Celdas Rougher: Si A = 86 Ton/día; B = 6 mint.; C = 202.

Nro. de Celdas = $(86) \times (6) / (202) = 3 \text{ celdas Nro. 18 Denver}$

b) Nro. de Celdas Escavenger: Si A = $86 (0.70) = 60.2 \text{ Ton/día}$; B = 12 mint.; C = 202.

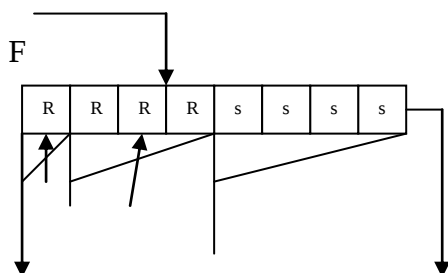
Nro. de Celdas = $(60.2) \times (12) / (202) = 3.57 = 4 \text{ celdas Nro. 18 Denver}$

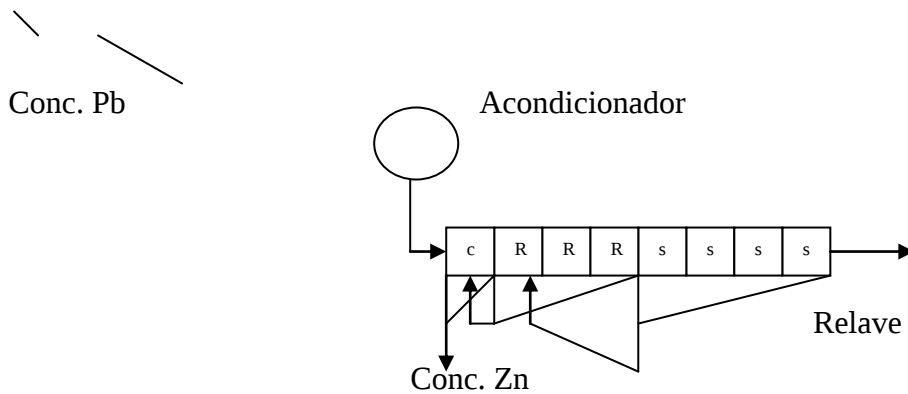
c) Nro. de Celdas Cleaner: Si A = $86(0.40) = 34.4 \text{ Ton/día}$; B = 3 mint.; C = 202.

Nro. de Celdas = $(34.4) \times (3) / (202) = 0.58 = 1 \text{ celdas Nro. 18 Denver}$

d) Nro. de Celdas Recleaner: No hay porque ya se tiene el tiempo total de contacto requerido. Para su cálculo se debe considerar el 25% de la capacidad total de la planta diaria.

Por lo tanto: el circuito de los bancos de Plomo y Zinc será lo siguiente





b) También se puede calcular el N° de Celdas en base a la Formula:

$$\text{N° de Celdas} = (T \times \text{ton/día} \times V)(v) (D)$$

Donde: T = Tiempo de flotación.

V = Volumen de pulpa en pies cúbicos, contenidos en 1 Ton de mineral seco.

Ton/día = Tonelada tratado por día.

v = volumen de la caída en pies cúbicos.

D = Minuto por día (1,440)

Ejemplo: Calcular el número de celdas necesarias para el tratamiento de 300 ton/día, si el tiempo de flotación es de 15 minutos, el volumen de pulpa es de 200 pies cúbicos, el volumen de la celda es de 24 pies cúbicos, y si el día tiene 1,440 minutos.

Solución: Aplicando la fórmula se tiene:

$$\begin{aligned} \text{N° de Celdas} &= (15 \text{ mint})(300 \text{ Ton/día})(200 \text{ ft}^3) / (23 \text{ ft}^3)(1,440 \text{ mint/día}) \\ &= 26.04 = 26 \text{ Celdas Denvar Nro. 18.} \end{aligned}$$

c) También en ciertos casos es de Interés el cálculo del Tiempo de Flotación (T)

Se calcula según la formula:

$$T = (v \times \text{N° de Celdas}) / F$$

Donde: T = Tiempo de flotación en minutos

V = Volumen de la celda

F = Flujo de la pulpa en pies cúbicos por minuto.

Ejemplo: Calcular el tiempo de flotación en minutos. Si se tiene dos celdas de 9.23 pies cúbicos de volumen c/u, y cuyo flujo de la pulpa es de 2.66 pies cúbicos por minuto.

Solución: Aplicando la formula se tiene:

$$T = (9.23) (2) / 2.66 = 6.94 = 7 \text{ minutos.}$$

d) **Para el Cálculo de Número de celdas es necesario conocer el volumen de pulpa en pies cúbicos por minutos.-** Para el cual se usará la formula de:

$$Ft^3 \text{ de Pulpa} / \text{Ton seca de sólido} = 32 (Gs - 1) / Gs (Gp - 1)$$

Donde: Gs = Grav. Específica del sólido

Gp = Grav. Específica de la pulpa

TABLA DE CÁLCULOS DEL N° DE CELDAS DENVER

MAQUINAS	Dil. de Alimentaci.		GRAVEDAD ESPECIFICA								
			4.6	4.2	3.8	3.4	3.2	3.0	2.7	2.2	1.4
	Agua %		Pies cúbicos por tonelada								
	a sol.	Sold	7.0	7.6	8.4	9.4	10.0	10.7	11.9	14.6	22.9
Nº 12 (22 x 22) Denver “Sub A” Volumen 10 ft cúbicos por celda	1-1	50	369	364	356	347	342	337	328	310	293
	1 ½-1	40	262	259	225	251	248	245	241	231	204
	2 - 1	33	201	199	194	194	192	191	188	181	164
	2 ½ -1	28	162	160	157	157	156	155	153	149	137
	3-1	25	140	139	137	137	136	135	134	130	121
	3 ½ -1	22	120	119	117	117	117	115	115	112	106
	4 - 1	20	107	106	105	105	104	104	103	101	96
	4 ½ -1	18	94	94	93	93	92	92	91	90	85
	5-1	16	82	82	81	81	81	81	80	79	76
	5 ½ -1	15	77	76	75	85	75	75	74	73	71
Nº15 (24 x 24) Denver “Sub-A” Volumen 12 ft Cúbicos por celda	6 - 1	14	71	71	70	70	70	70	69	68	66
	1-1	50	443	436	427	417	411	406	393	371	315
	1 ½-1	40	314	311	306	301	297	295	288	276	244
	2 - 1	33	240	238	235	232	230	228	225	217	196
	2 ½ -1	28	194	192	191	188	187	186	184	178	164
	3-1	25	168	167	165	164	163	162	160	156	145
	3 ½ -1	22	143	142	141	141	140	139	137	135	126
	4 - 1	20	128	127	126	126	125	124	123	121	114
	4 ½ -1	18	113	112	112	111	110	110	109	107	102
	5-1	16	98	98	98	97	97	96	96	94	90
	5 ½ -1	15	92	91	91	90	90	90	89	88	84
	6 - 1	14	85	84	84	84	83	83	83	82	78

N°18	1-1	50	664	665	641	625	616	608	590	557	472
(28 x 28)	1 ½-1	40	471	466	459	451	447	442	432	415	366
	2 - 1	33	361	357	353	348	346	343	337	326	295
Denver “Sub-A”	2 ½ -1	28	290	288	285	283	280	279	276	267	246
Volumen 18 ft	3-1	25	252	250	248	246	244	242	240	234	218
	3 ½ -1	22	215	214	212	211	210	208	206	202	190
Cúbicos por	4 - 1	20	192	191	190	188	188	187	185	182	171
celda	4 ½ -1	18	169	168	167	167	166	165	164	161	153
	5-1	16	148	147	147	146	145	144	144	142	136
	5 ½ -1	15	138	137	136	136	135	135	134	132	127
	6 - 1	14	127	127	126	126	125	125	124	122	118
N°18	1-1	50	885	873	853	832	322	811	786	743	630
(32 x 32)	1 ½-1	40	628	622	613	601	595	590	577	553	488
	2 - 1	33	481	476	471	465	462	457	450	434	393
Denver “Sub-A”	2 ½ -1	28	388	384	381	377	374	372	367	357	328
Volumen 24 ft	3-1	25	336	333	331	327	325	324	320	312	291
	3 ½ -1	22	287	285	283	281	280	278	275	269	253
Cúbicos por	4 - 1	20	256	254	253	251	250	249	247	242	229
celda	4 ½ -1	18	225	225	223	222	221	221	219	215	204
	5-1	16	197	197	196	194	194	193	192	189	181
	5 ½ -1	15	185	182	182	180	180	179	178	176	169
	6 - 1	14	169	169	168	167	167	166	166	163	157
N°21	1-1	50	1475	1453	1422	1388	1369	1351	1312	1240	1050
(38 x 38)	1 ½-1	40	1047	1036	1020	1002	991	983	962	922	813
	2 - 1	33	802	793	783	774	769	762	750	725	656
Denver “Sub-A”	2 ½ -1	28	646	640	635	628	623	620	612	595	548
Volumen 40 ft	3-1	25	559	556	551	546	543	540	540	521	485
	3 ½ -1	22	477	475	475	468	466	463	459	449	422
Cúbicos por	4 - 1	20	427	424	422	419	417	415	412	404	382
celda	4 ½ -1	18	375	375	372	370	368	368	365	358	341
	5-1	16	329	327	326	324	323	322	320	315	302
	5 ½ -1	15	306	304	303	302	301	300	298	294	282
	6 - 1	14	282	282	281	279	279	278	276	273	262
N°24	1-1	50	1843	1816	1728	1734	1712	1688	1638	1547	1311
(43x 43)	1 ½-1	40	1309	1295	1275	1252	1238	1229	1200	1151	1015
	2 - 1	33	1002	992	980	969	962	952	450	905	820
Denver “Sub-A”	2 ½ -1	28	808	897	703	735	780	775	367	743	685
Volumen 50 ft	3-1	25	699	694	690	682	674	670	320	651	605
	3 ½ -1	22	597	594	590	586	582	579	275	552	527
Cúbicos por	4 - 1	20	533	531	528	524	522	519	247	505	477
celda	4 ½ -1	18	470	469	466	463	462	460	219	449	426
	5-1	16	412	410	408	405	404	402	192	394	377
	5 ½ -1	15	382	380	379	377	376	374	178	367	352
	6 - 1	14	353	353	351	349	348	347	345	341	330
N°30	1-1	50	3690	3635	3560	3470	3470	3378	3280	3095	2925
(56 x 56)	1 ½-1	40	2620	2590	2550	2505	2480	2450	2405	2305	2035
	2 - 1	33	2005	1985	1960	1935	1922	1905	1875	1810	1640
Denver “Sub-A”	2 ½ -1	28	1615	1602	1588	1572	1560	1550	1530	1485	1370

Volumen 100 ft	3-1	25	1395	1390	1385	1365	1360	1349	1335	1300	1210
Cúbicos por	3 ½ -1	22	1195	1188	1132	1171	1165	1148	1147	1120	1055
celda	4 – 1	20	1065	1060	1055	1047	1042	1037	1030	1010	955
	4 ½ -1	18	940	937	931	927	923	921	912	898	852
	5-1	16	823	819	816	810	807	805	801	789	755
	5 ½ -1	15	765	761	758	754	752	750	744	734	705
	6 - 1	14	707	706	703	698	697	695	692	682	656

CAPITULO IV

BALANCE METALÚRGICO EN LA CONCENTRACIÓN DE MINERALES

1.- CONCEPTOS GENERALES.

Es todo tratamiento de minerales cualquiera que sea el procedimiento, cuya finalidad es concentrarlos para obtener un producto final económico, necesariamente intervienen los siguientes elementos: Cabeza o Alimentación, el Concentrado ó Producto valioso que se desea obtener, el Relave ó Cola que viene a ser el material inservible en ese instante. Definiendo estos productos se tiene:

Cabeza.- Es el mineral proveniente de la mina que se alimenta a una planta de tratamiento, y es de una ley determinada en el elemento de interés.

Concentrado.- Es el producto final valioso económico obtenido del tratamiento de ley más alta que la cabeza en el elemento valioso.

Relave.- Esta constituido por el material mayormente estéril. Es el mineral ya extraído en su mayor parte su contenido valioso y por consiguiente son desechados. En ciertos casos estos relaves pueden servir de cabeza para la obtención de otros elementos de valor (como del Wolframio) ó para el tratamiento de recuperación de los mismos elementos pero aplicando tecnología más reciente.

Cada uno de estos productos tiene su peso y leyes correspondientes a la cuantificación de los resultados de una operación de concentración de minerales se puede efectuar a través de dos cantidades, tales como:

Razón de Concentración.- Es la relación entre el número de toneladas del mineral de cabeza que se necesita para obtener 1 tonelada de concentrado indirectamente se refiere a la selectividad del proceso, y la recuperación que se refiere a la eficiencia y rendimiento con que se extrae el contenido valioso y este expresado en términos de porcentaje. Es decir que la recuperación es el porcentaje (%) del metal o elemento valioso extraído en el concentrado a partir del mineral de cabeza.

Cualquiera que sea la escala de tratamiento de una planta, grande ó pequeña, mecanizada o rústica, al final de la operación sea ésta diaria, semanal, mensual, anual ó por campañas, requiere presentar los resultados obtenidos en forma objetiva a manera de información, constituyendo el “Balance Metalúrgico”. Este balance reúne y presenta el resultado final de la operación y además muestra la calidad y eficiencia del proceso.

Cálculos Utilizados para el Balance Metalúrgico.- Los factores básicos para un balance metalúrgico son los pesos ó toneladas y las leyes de cada uno de los productos de la operación de concentración. Para los pesos se toma en cuenta.

El Peso Neto Seco.- Es el peso del mineral de cabeza, concentrado y relave sin humedad, secado a determinada temperatura. Se sabe que el mineral que sale de la mina va a la tolva de almacenamiento de una planta de tratamiento, por diversas razones, tiene una cierta cantidad de humedad. Pero para los cálculos del balance se requiere los pesos secos netos. Generalmente laboratoristas, ensayador y muestreador de una planta toma sus muestras, sea directamente por medio de muestreadores automáticos, estas muestras sea de cabeza, concentrado o de relave, después de preparado, cuarteado y pesado se seca a suficiente temperatura para eliminar su agua. Una vez fría la muestra es pesado nuevamente de este modo fácilmente se determina el porcentaje de humedad y por consiguiente el peso neto seco.

Para un mejor entendimiento, comprensión designemos tanto los pesos y sus leyes de los productos por las abreviaciones siguientes:

(F) y (f) = Peso seco neto y ley de cabeza respectivamente.

(C) y (c) = Peso seco neto y ley de concentrado respectivamente

(T) y (t) = Peso seco neto y ley de relave respectivamente.

El balance metalúrgico esta basado en la siguiente ecuación fundamental del balance de materia:

$$\boxed{F = C + T} \quad \text{.....(1)}$$

Donde. El peso de la cabeza es igual a la suma de los pesos del concentrado y del relave.

Como, cada uno de estos productos tiene una determinada ley en el elemento de interés. La ecuación anterior (1) puede ser expresado relacionando el peso y leyes que expresa el contenido metálico fino, por la expresión siguiente:

$$\boxed{(F) (f) = C (c) + (T) (t)} \quad \text{.....(2)}$$

Donde: el contenido metálico fino de la cabeza es igual a la suma de los contenidos metálicos del concentrado y del relave. De donde se puede definir, que el **Contenido Metálico fino.-** es el contenido en el producto, que para su cálculo intervienen el peso seco neto y la ley respectiva del producto. Por tanto:

$$\text{Contenido Metálico Fino} = (\text{Peso del producto})(\text{Ley})$$

La relación de Concentración (K) :

$$\boxed{K = \frac{F}{C}}$$

$$\dots\dots\dots (3)$$

ó también según la ecuación (1) si multiplicamos a ambos miembros por (t) se tiene:

$$F(t) = C(t) + T(t) \text{ ó } T(t) = F(t) - c(t)$$

Reemplazando esta relación en la ecuación anterior (2) se obtiene:

$$F(f) = C(c) + F(c) - C(t) \text{ ó } F(f-t) = Cc (c-t)$$

Como.

$$\boxed{K = \frac{F}{C} = \frac{c-t}{f-t}} \dots\dots\dots(4)$$

La expresión (4) es otra forma de calcular: La razón de concentración conociendo tan solo las respectivas leyes de los productos, que permite su determinación no en base a molesto y voluminoso trabajos de medición de tonelajes, sino en base a los ensayos químicos a realizar, los cuales deben ser hechos con bastante cuidado para alcanzar datos lo exacto posible de lo real.

Recuperación (Re).- Son los kilos, libras, o toneladas, otras unidades de peso, del metal contenido o recuperado en el concentrado expresado en TM, kilos, libras y otras unidades de peso del metal contenidos en la cabeza. Dicho en otras palabras es las unidades del metal valioso contenidos en el concentrado y divididos por las unidades del metal valioso de la cabeza y multiplicado por 100. por tanto se tiene:

Si el contenido del metal de interés en la cabeza es F(f) y el contenido del mismo metal en el concentrado es Cc, la recuperación será:

$$\boxed{Re = \frac{C(c)}{F(f)} \times 100} \dots\dots\dots (5)$$

si sustituimos en la formula (5) los valores de f y C de la ecuación (4), se obtendrá la expresión siguiente:

$$\boxed{Re = \frac{c(f-t)}{f(c-t)} \times 100} \dots\dots\dots (6)$$

Ecuación que también permite calcular la recuperación solo en base a los ensayos químicos.

Todas estas formulas son aplicables cuando se obtiene un solo concentrado. Pero cuando se obtiene 2 o más productos concentrados diferentes de una misma cabeza, estos cálculos serán cada vez más complejos como se podrá ver más adelante al resolver los ejemplos propuestos.

Teóricamente la ecuación (2) es correcta pero normalmente esto muchas veces en una planta de concentración no se cumple por diferentes factores aparecen siempre una discrepancia, por tanto esta formula se convierte en la ecuación modificada siguiente:

$$F(f) = C(c) + T(t) + d$$

Esta discrepancia se debe de considerar en todo balance de cálculos de distribución metálica, sea por defecto o por exceso.

2.- FORMULAS APLICADAS:

A.- Para dos Productos: (Un concentrado más el relave)

Problema 1.- A partir de un mineral de plomo de 6.5% de ley de cabeza que trata a razón de 300 Ton/día, se produce un concentrado de plomo de 72.5% de plomo y un relave de 0.55 de plomo. Encontrar la razón de concentración, el tonelaje del concentrado y la recuperación del metal analizado.

Solución. Para lo cual se emplea las formulas:

$$K = \frac{\text{LeydeConcentrado} - \text{LeydeRelave}}{\text{LeydeCabeza} - \text{LeydeRelave}} = \frac{c - t}{f - t} = \frac{72.5 - 0.5}{6.5 - 0.5} = 12$$

$$C = \frac{F}{k} = \frac{300}{12} = 25 (\text{Tonelaje de concentrado})$$

$$\text{Re} = \frac{c}{K \cdot f} \times 100 = \frac{72.5}{12 \times 6.5} \times 100 = 92.9\% (\text{Recuperación del Metal})$$

$$C = \frac{F(f - t)}{(c - t)} = 300 \frac{(6.5 - 0.5)}{(72.5 - 0.5)} = 25 \text{ Ton.}$$

Problema 2.- Efectuar el análisis del balance metalúrgico de la Planta Concentradora “Mantaro” de una campaña de 3,250 TC de mineral de plomo-plata, que ensaya 5.8% de Pb y 14.7% Onz/TCS de Ag. de cabeza, para obtener 266

toneladas cortas de concentrado de plomo-plata con 62% de plomo y 168 onzas de plata, y un relave de 0.65 de plomo y 0.9 onzas/TCS de plata.

Datos: 3,250 TCS de 5.8% Pb – 14.7 oz/TCS-Ag mineral de cabeza

266 TCS de 62.0% Pb y 168 oz/TCS-Ag concentrado

2,984 TCS de 0.65 PB y 0.9 oz/TCS-Ag Relave

Solución: para el análisis, se disponen los datos en columna como se indica en cuadro(A): Los productos de la operación en la columna (1), la columna (2) muestra el peso seco correspondiente, la (3) muestra el peso referido en porcentaje, en la (4) están las leyes ó ensayos de los respectivos productos, en la (5) se calculan los contenidos metálicos de los productos y en la (6) se calculan las distribuciones del metal valioso.

Cálculos: 1) Columna (3) Peso total referido en porcentaje:

$$\% \text{Peso del Conc.} = 266/3,250 \times 100 = 8.5\%$$

$$\% \text{Peso del relave} = 2,984/3,250 \times 100 = 91.5\%$$

2) Columna (5) contenido metálico

$$\text{Cabeza: } 3,250 \text{ TCS} \times 0.80 = 188.5 \text{ TCS fde Pb}$$

$$3,250 \text{ TCS} \times 14.7 \text{ oz/TCS} = 47,775 \text{ onzas de Ag.}$$

De igual forma se calcula para el concentrado y relave

3) Columna (6) Distribución: que es la relación entre el contenido metálico del producto sea concentrado ó relave y el contenido metálico de la cabeza multiplicado por 100. la distribución en el concentrado se considera igual a la recuperación.

CUADRO A

Producto (1)	TCS(2)	%(3)	LEYES (4)		CONTENIDOS(5)		DISTRIBUCIÓN (6)	
			%Pb	OzAg	Pb	Oz-Ag	Pb	Ag
Cabeza	3,250	100.0	5.8	14.7	188.5	47,775.0	100.0	100.0
Conc.Pb-Ag	266	8.5	62.0	168.0	164.9	44,688.0	87.50	93.50
Relave	2,984	91.5	0.6	0.9	17.9	2,685.6	9.50	5.60
Discrepancia					-5.7	-401.4		

4) Razón de Concentración (K): $K = F/C = 3,250/266 = 12.21$

Al hacer el balance metalúrgico del cuadro (A) se observa la discrepancia ó diferencia que mencionamos antes. Esta diferencia puede deberse a la diferencia en: peso seco, por error de pesada de la humedad, ó bien por error en los ensayos, por fin, por una elevación o combinación de varios factores que pueden determinar esta discrepancia que pueda ser negativo, ó positivo. A fin de eliminar esta diferencia se puede presentar el balance reajustado, los metalurgistas en general todos aquellos que tienen una planta a su cargo deben hacer un recálculo usando solamente los contenidos metálicos de los concentrados, y relave, y recalcular la ley de cabeza. Por supuesto que éste debe basarse dentro de ciertos límites, porque una diferencia muy grande no debe aceptarse.

Para el recálculo del cuadro (A) se dispone nuevamente de los datos de las columnas del 1 al 5, para que cumpla la ley fundamental, se suma en la columna 5 los contenidos metálicos del concentrado y relave. El total valor debe ser igual al valor metálico de la cabeza. Este valor nos permite determinar fácilmente la ley de cabeza del mineral tratado (al cual se denomina cabeza calculada) que debe ser igual a la ley experimental del mineral de cabeza.

Recálculo del Balance Metálicos del Cuadro (A):

$$1) \text{ De la ley de cabeza} = \frac{\text{Contenido metálico de la Cabeza}}{\text{Peso de la Cabeza}}$$

$$\text{Ley de Plata} = \frac{47,373 \text{ onzas}}{3,250 \text{ TCS}} = 14.62 \text{ onzas/TCS}$$

$$\text{Ley de Plomo} = \frac{182.3 \text{ TCS de Pb}}{3,250 \text{ TCS}} \times 100 = 5.7\%$$

2) De la distribución (Por Ec.(4) para el concentrado):

$$\text{Distribución de Ag} = \frac{44,688.0}{47,373.6} \times 100 = 94.3\%$$

$$\text{Distribución de Pb} = \frac{164.9}{182.8} \times 100 = 90.2\%$$

Así mismo se procede también para los relaves. Como la distribución metálica del concentrado esta dada en porcentaje viene a ser la recuperación. Por tanto, la distribución y el peso total que están en porcentajes sumados serán igual al 100%.

- 3) De la razón de concentración: Es igual al cuadro (1) porque los pesos de la alimentación y del concentrado no han variado. Por tanto: $K = 12.21$.

Si el porcentaje de distribución de la discrepancia es del orden de 2 a 3 por ciento ó mas , debe de hacerse una investigación cuidadosa. Otro factor que a menudo se presenta, es el error en los ensayos de los relaves, por defectos mecánicos en la operación de la planta. Muchas veces ocurre que considerables cantidades de espumas de los concentrados que rebalsen de las celdas espesadores y acondicionadores se juntan a los relaves y que son tomados como muestras de relave contaminados que darán leyes elevados no reales.

De todas maneras la diferencia entre cabeza calculada y la cabeza muestreada debe enunciarse en todo balance metalúrgico, porque ayuda a localizar las pérdidas y una constante vigilancia para mantener a un mínimo el error que pueda existir.

CUADRO DE RECALCULO

Producto (1)	TCS(2)	%(3)	LEYES (4)		CONTENIDOS(5)		DISTRIBUCIÓN (6)	
			%Pb	OzAg	Pb	Oz-Ag	Pb	Ag
Cabeza Calc.	3,250	100.0	5.7	14.6	182.8	47,373.6	100.0	100.0
Conc.Pb-Ag	266	8.2	62.0			44,688.0	90.2	94.3
Relave	2,984	91.8	0.6	0.9	17.9	2,685.6	9.8	5.7

B.- PARA TRES PRODUCTOS (Dos concentrados más el relave):

Cuando el mineral de cabeza se alimenta a una planta contiene dos elementos valiosos que va a dar dos productos concentrados diferentes y un relave.

Ejemplo:

PRODUCTO	PESO	LEYES		CONTENIDOS MET.		DISTRIBUCIÓN (6)	
		%Pb	%Zn	Ton-Pb	Tn-Zn	%Pb	%Zn
Cabeza	F	m ₁	n ₁	F m ₁ /100	F n ₁ /100	100.0	100.0
Conc.Pb	C1	m ₂	n ₂	C ₁ m ₂ /100	C ₁ n ₂ /100	(C ₁ m ₁ /Fm ₁)100	(C ₁ n ₁ /Fn ₁)100
Conc. Zn	C2	m ₃	n ₃	C ₂ m ₃ /100	C ₂ n ₃ /100	(C ₂ m ₂ /Fm ₁)100	(C ₁ n ₂ /Fn ₁)100
Relave	T	m ₄	n ₄	Tm ₄ /100	T n ₄ /100	(Tm ₄ /Fm ₁)100	(Tn ₄ /Fn ₁)100

Donde: (T), (m₁) y (n₁) = Tonelaje % de Plomo y % de Zinc de cabeza

(C₁), (m₂ y (n₂) = Tonelaje % de Plomo y % de Zinc de Cc. Pb.

(C₂), (m₃) y (n₃) = Tonelaje % de Plomo y % de Zinc de Cc. Zn

(T), (m₄) y (n₄) = Tonelaje % de Plomo y % de Zinc de Relave

Dedución de Formulas:

a) Por medio de desarrollo de Sistemas de Ecuaciones Algebraicas:

$$\text{Balance en Peso: } F = C_1 + C_2 + T \quad \dots\dots\dots (7)$$

$$\text{Balance de Plomo: } Fm_1 = C_1m_2 + C_2m_3 + Tm_4 \quad \dots\dots\dots (8)$$

$$\text{Balance de Zinc : } Fn_1 = C_1n_2 + C_2n_3 + Tn_4 \quad \dots\dots\dots (9)$$

Despejando T en (7) , se tiene:

$$T = F - C_1 - C_2$$

Despejando T en Ecc. (8) y (9) tenemos:

$$Fm_1 = C_1m_2 + C_2m_3 + (F - C_1 - C_2) m_4$$

$$Fn_1 = C_1n_2 + C_2n_3 + (F - C_1 - C_2) n_4$$

Resolviendo:

$$Fm_1 = C_1m_2 + C_2m_3 + Fm_4 - C_1m_4 - C_2m_4$$

$$Fn_1 = C_1n_2 + C_2n_3 + Fn_4 - C_1n_4 - C_2n_4$$

$$F(m_1 - m_4) = C_1(m_2 - m_4) + C_2(m_3 - m_4) \quad \dots\dots\dots (10)$$

$$F(n_1 - n_4) = C_1(n_2 - n_4) + C_2(n_3 - n_4) \quad \dots\dots\dots (11)$$

Despejando:

$$C_1 = \frac{F(m_1 - m_4) - C_2(m_3 - m_4)}{(m_2 - m_4)}$$

Reemplazando su valor en la Ecc. (11):

$$F(n_1 - n_4) = \frac{F(m_1 - m_4) - C_2(m_3 - m_4)(n_2 - n_4) + C_2(n_3 - n_4)}{(m_2 - m_4)}$$

$$F(n_1 - n_4) = \frac{F(m_1 - m_4)(n_2 - n_4) - C_2(m_3 - m_4)(n_2 - n_4) + C_2(n_3 - n_4)}{(m_2 - m_4)}$$

$$F(n_1 - n_4)(m_2 - m_4) = F(m_1 - m_4)(n_2 - n_4) - C_2(m_3 - m_4)(n_2 - n_4) + C_2(n_3 - n_4)(m_2 - m_4)$$

$$F(n_1 - n_4)(m_2 - m_4) - F(m_1 - m_4)(n_2 - n_4) = C_2(m_3 - m_4)(n_2 - n_4) + C_2(n_3 - n_4)(m_2 - m_4)$$

$$F((n_1 - n_4)(m_2 - m_4) - (m_1 - m_4)(n_2 - n_4)) = C_2((m_3 - m_4)(n_2 - n_4) + (n_3 - n_4)(m_2 - m_4))$$

$$C_2 = \frac{F((n_1 - n_4)(m_2 - m_4) - (m_1 - m_4)(n_2 - n_4))}{((m_3 - m_4)(n_2 - n_4) + (n_3 - n_4)(m_2 - m_4))} \dots\dots\dots (12)$$

De igual manera para C1 despejando c2 en (10) y reemplazando su valor en (11) se tiene:

$$C_1 = \frac{F((n_1 - n_4)(m_3 - m_4) - (m_1 - m_4)(n_3 - n_4))}{((m_3 - m_4)(n_2 - n_4) - (n_3 - n_4)(m_2 - m_4))} \dots\dots\dots (13)$$

b) Por Determinantes:

Balance en Peso : $F = C_1 + C_2 + T$

Balance de Plomo: $Fm_1 = C_1m_2 + C_2m_3 + Tm_4$

Balance de Zinc : $Fn_1 = C_1n_2 + C_2n_3 + Tn_4$

% en Peso de Plomo (D₁):

$$\frac{\begin{vmatrix} m_1 & m_3 & m_4 \\ n_1 & n_3 & n_4 \end{vmatrix}}{\begin{vmatrix} m_2 & m_3 & m_4 \\ n_2 & n_3 & n_4 \end{vmatrix}} = \frac{\begin{vmatrix} (m_3 - m_1) & (m_4 - m_3) \\ (n_3 - n_1) & (n_4 - n_3) \end{vmatrix}}{\begin{vmatrix} (m_3 - m_2) & (m_4 - m_3) \\ (n_3 - n_2) & (n_4 - n_3) \end{vmatrix}} = \frac{(m_3 - m_1)(n_4 - n_3) - (m_4 - m_3)(n_3 - n_1)}{(m_3 - m_2)(n_4 - n_3) - (m_4 - m_3)(n_3 - n_2)}$$

% en Peso en Zinc (D₂):

$$\frac{\begin{vmatrix} m_2 & m_1 & m_4 \\ n_2 & n_1 & n_4 \end{vmatrix}}{\begin{vmatrix} m_2 & m_3 & m_4 \\ n_2 & n_3 & n_4 \end{vmatrix}} = \frac{\begin{vmatrix} (m_1 - m_2) & (m_4 - m_1) \\ (n_1 - n_2) & (n_4 - n_1) \end{vmatrix}}{\begin{vmatrix} (m_3 - m_2) & (m_4 - m_3) \\ (n_3 - n_2) & (n_4 - n_3) \end{vmatrix}} = \frac{(m_1 - m_2)(n_4 - n_1) - (m_4 - m_1)(n_1 - n_2)}{(m_3 - m_2)(n_4 - n_3) - (m_4 - m_3)(n_3 - n_2)}$$

Ejemplo de Aplicación.- En una planta de beneficio de minerales se flotó un mineral complejo de plomo-zinc, de las siguientes características: la ley de cabeza es de 3.5% de plomo y 17% de zinc, llegándose obtener un concentrado de Plomo de 76% de Plomo y 3.5 % de zinc, un concentrado de zinc de 55 % de zinc y 0.85 de Plomo, y un relave de 0.4% de plomo y 0.5% de zinc. En la cual se quiere saber la cantidad de concentrados y relave, al tratarse 760 toneladas de dicho mineral y las razones de concentración y recuperación.

Datos:

PRODUCTO	PESO	LEYES	
		%Pb	%Zn
Cabeza	760	3.59m ₁	17.0n ₁
Conc.Pb	C ₁	76.0m ₂	3.5n ₂
Conc. Zn	C ₂	0.8m ₃	55.0n ₃
Relave	T	0.4m ₄	0.5n ₄

Solución:

1) Aplicando formulas algebraicas: (13 y 12): Reemplazando tenemos:

$$C_1 = \frac{F((n_1 - n_4)(m_3 - m_4) - (m_1 - m_4)(n_3 - n_4))}{((m_3 - m_4)(n_2 - n_4) - (n_3 - n_4)(m_2 - m_4))}$$

$$C_1 = \frac{760((17.0 - 0.5)(0.8 - 0.4) - (55.0 - 0.5)(3.5 - 0.4))}{((3.5 - 0.5)(0.8 - 0.4) - (55.0 - 0.5)(76.0 - 0.4))}$$

$C_1 = 29.955 \text{ tons} = 30 \text{ ton. de concentrado de Plomo}$

$$C_2 = \frac{F((n_1 - n_4)(m_2 - m_4) - (m_1 - m_4)(n_2 - n_4))}{((m_3 - m_4)(n_2 - n_4) + (n_3 - n_4)(m_2 - m_4))}$$

$$C_2 = \frac{760((17.0 - 0.5)(76.0 - 0.4) - (3.5 - 0.4)(3.5 - 0.5))}{((55.0 - 0.5)(76.0 - 0.4) + (0.8 - 0.4)(3.5 - 0.5))}$$

$$C_2 = 760 \times \frac{1,247.4 - 9.3}{4,120.2 - 1.2} = 212.8$$

$C_2 = 212.8 \text{ tons} = 213 \text{ ton. de concentrado de Zinc.}$

2) Por Determinantes:

$$D_1 = \frac{(m_3 - m_1)(n_4 - n_3) - (m_4 - m_3)(n_3 - n_1)}{(m_3 - m_2)(n_4 - n_3) - (m_4 - m_3)(n_3 - n_2)}$$

$$D_1 = \frac{(0.8 - 3.5)(0.5 - 55.0) - (0.4 - 0.8)(55.0 - 17)}{(0.8 - 76)(0.5 - 55.0) - (0.4 - 0.8)(55.5 - 3.5)}$$

$$D_1 = 0.0387 \times 100 = 3.87$$

$$C_1 = \frac{3.87}{100} \times 760 = 29.412 \text{ Ton de Concentrado de Plomo}$$

Porcentaje en Peso del Zn (D_2):

$$D_2 = \frac{(m_1 - m_2)(n_4 - n_1) - (m_4 - m_1)(n_1 - n_2)}{(m_3 - m_2)(n_4 - n_3) - (m_4 - m_3)(n_3 - n_2)}$$

$$D_2 = \frac{(3.5 - 76)(0.5 - 17) - (0.4 - 3.5)(17 - 3.5)}{4,140.8}$$

$$D_2 = 0.299$$

$$C_2 = \frac{0.299}{100} \times 760 = 227.24 \text{ ton de Concentrado de Zinc}$$

c.- Para Cuatro Productos: (3 concentrados y un relave).- Este caso se presenta en los minerales que tienen tres metales recuperables.

Ejemplo:

PRODUC.	PESO Ton	LEYES			CONT. METALICO			DISTRIBUCION		
		% Cu	% Pb	% Zn	Ton-Cu	Ton-Pb	Ton-Zn	%Cu	%Pb	%Zn
Cabeza	F	m ₁	n ₁	w ₁	F m ₁ /100	F n ₁ /100	F w ₁ /100	100.0	100.0	100.0
Conc. Cu	C ₁	m ₂	n ₂	w ₂	C ₁ m ₂ /100	C ₁ n ₂ /100	C ₁ w ₂ /100	(C ₁ m ₂ /Fm ₁)100	(C ₁ n ₂ /Fn ₁)100	C ₁ w ₂ /Fw ₁)100
Conc. Pb	C ₂	m ₃	n ₃	w ₃	C ₂ m ₃ /100	C ₂ n ₃ /100	C ₂ w ₃ /100	(C ₂ m ₃ /Fm ₁)100	(C ₂ n ₃ /Fn ₁)100	C ₂ w ₃ /Fw ₁)100
Conc. Zn	C ₃	m ₄	n ₄	w ₄	C ₃ m ₄ /100	C ₃ n ₄ /100	C ₃ w ₄ /100	(C ₃ m ₄ /Fm ₁)100	(C ₃ n ₄ /Fn ₁)100	C ₃ w ₄ /Fw ₁)100
Relave	T	m ₅	n ₅	w ₅	Tm ₅ /100	T n ₅ /100	T w ₅ /100	(Tm ₅ /Fm ₁)100	(Tn ₅ /Fn ₁)100	(Tw ₅ /Fw ₁)100

Donde: F₁, m₁, n₁, w₁ = Tonelaje, % de Cobre, % de Plomo y % de Zinc de cabe

C₁, m₂, n₂, w₂ = Tonelaje, % de Cobre, % de Plomo y % de Cc. de Cu

C₂, m₃, n₃, w₃ = Tonelaje, % de Cobre, % de Plomo y % de Zinc de Cc. de Pb

C₃, m₄, n₄, w₄ = Tonelaje, % de Cobre, % de Plomo y % de Zinc de Cc. de Zn

T, m₅, n₅, w₅ = Tonelaje, % de Cobre, % de Plomo y % de Zinc de Relave

Balance Total:

Balance en Peso: $F = C_1 + C_2 + C_3 + T$

Balance de Cobre: $Fm_1 = C_1m_2 + C_2m_3 + C_3m_4 + Tm_5$

Balance de Plomo: $Fn_1 = C_1n_2 + C_2n_3 + C_3n_4 + Tn_5$

Balance de Plomo: $Fw_1 = C_1w_2 + C_2w_3 + C_3w_4 + Tw_5$

Método de Determinantes:

1.- % en Peso de Cobre (D1):

$$D_1 = \frac{\begin{vmatrix} m_1 & m_3 & m_4 & m_5 \\ n_1 & n_3 & n_4 & n_5 \\ w_1 & w_3 & w_4 & w_5 \end{vmatrix}}{\begin{vmatrix} m_2 & m_3 & m_4 & m_5 \\ n_2 & n_3 & n_4 & n_5 \\ w_2 & w_3 & w_4 & w_5 \end{vmatrix}} = \frac{\begin{vmatrix} (m_3 - m_1) & (m_4 - m_3) & (m_5 - m_4) \\ (n_3 - n_1) & (n_4 - n_3) & (n_5 - n_4) \\ (w_3 - w_1) & (w_4 - w_3) & (w_5 - w_4) \end{vmatrix}}{\begin{vmatrix} (m_3 - m_2) & (m_4 - m_3) & (m_5 - m_4) \\ (n_3 - n_2) & (n_4 - n_3) & (n_5 - n_4) \\ (w_3 - w_2) & (w_4 - w_3) & (w_5 - w_4) \end{vmatrix}}$$

Haciendo:

$$(m_3 - m_1) = a \quad (m_4 - m_3) = b \quad (m_5 - m_4) = c \quad (n_3 - n_1) = d$$

$$(n_4 - n_3) = e \quad (n_5 - n_4) = f \quad (w_3 - w_1) = g \quad (w_4 - w_3) = h$$

$$(w_5 - w_4) = i \quad (m_3 - m_2) = j \quad (n_5 - n_2) = k \quad (w_3 - w_2) = l$$

$$D_1 = \frac{\begin{vmatrix} a & b & c \\ d & e & f \\ g & h & i \end{vmatrix}}{\begin{vmatrix} j & b & c \\ k & e & f \\ l & h & i \end{vmatrix}} = \frac{a \begin{vmatrix} e & f \\ h & i \end{vmatrix} - b \begin{vmatrix} d & f \\ g & i \end{vmatrix} + c \begin{vmatrix} d & e \\ g & h \end{vmatrix}}{j \begin{vmatrix} e & f \\ h & i \end{vmatrix} - b \begin{vmatrix} k & f \\ l & i \end{vmatrix} + c \begin{vmatrix} k & e \\ l & h \end{vmatrix}}$$

$$D_1 = \left[\frac{a(e.i - f.h) - b(d.i - f.g) + c(d.h - e.g)}{j(e.i - f.h) - b(k.i - f.l) + c(k.h - l.e)} \right]$$

$$\text{Por tanto } C_1 = (D_1/100) F$$

2.- % en Peso de Plomo (D₂):

$$D_2 = \frac{\begin{vmatrix} m_1 & m_2 & m_4 & m_5 \\ n_1 & n_2 & n_4 & n_5 \\ w_1 & w_2 & w_4 & w_5 \end{vmatrix}}{\begin{vmatrix} m_2 & m_3 & m_4 & m_5 \\ n_2 & n_3 & n_4 & n_5 \\ w_2 & w_3 & w_4 & w_5 \end{vmatrix}} = \frac{\begin{vmatrix} (m_2 - m_1) & (m_4 - m_2) & (m_5 - m_4) \\ (n_2 - n_1) & (n_4 - n_2) & (n_5 - n_4) \\ (w_2 - w_1) & (w_4 - w_2) & (w_5 - w_4) \end{vmatrix}}{\begin{vmatrix} (m_3 - m_2) & (m_4 - m_3) & (m_5 - m_4) \\ (n_3 - n_2) & (n_4 - n_3) & (n_5 - n_4) \\ (w_3 - w_2) & (w_4 - w_3) & (w_5 - w_4) \end{vmatrix}}$$

$$\begin{aligned} (m_2 - m_1) &= m & (n_2 - n_1) &= n & (w_2 - w_1) &= \tilde{n} \\ (m_4 - m_3) &= o & (n_4 - n_2) &= p & (w_4 - w_2) &= q \end{aligned}$$

$$D_2 = \frac{\begin{vmatrix} m & o & c \\ n & p & f \\ \tilde{n} & q & i \end{vmatrix}}{\begin{vmatrix} j & b & c \\ k & e & f \\ l & h & i \end{vmatrix}} = \frac{a \begin{vmatrix} p & f \\ q & i \end{vmatrix} - o \begin{vmatrix} n & f \\ \tilde{n} & i \end{vmatrix} + c \begin{vmatrix} n & p \\ \tilde{n} & q \end{vmatrix}}{j \begin{vmatrix} e & f \\ h & i \end{vmatrix} - b \begin{vmatrix} k & f \\ l & i \end{vmatrix} + c \begin{vmatrix} k & e \\ l & h \end{vmatrix}}$$

$$D_2 = \left[\frac{m(p.i - q.f) - o(n.i - \tilde{n}.f) + c(n.p - p.\tilde{n})}{j(e.i - f.h) - b(k.i - f.l) + c(k.h - l.e)} \right]$$

De donde $C_2 = (D_2/100) F$

3.- % en Peso de Zinc (D_3):

$$D_3 = \frac{\begin{vmatrix} m_1 & m_2 & m_3 & m_5 \\ n_1 & n_2 & n_3 & n_5 \\ w_1 & w_2 & w_3 & w_5 \end{vmatrix}}{\begin{vmatrix} m_2 & m_3 & m_4 & m_5 \\ n_2 & n_3 & n_4 & n_5 \\ w_2 & w_3 & w_4 & w_5 \end{vmatrix}} = \frac{\begin{vmatrix} (m_2 - m_1) & (m_3 - m_2) & (m_5 - m_3) \\ (n_2 - n_1) & (n_3 - n_2) & (n_5 - n_3) \\ (w_2 - w_1) & (w_3 - w_2) & (w_5 - w_3) \end{vmatrix}}{\begin{vmatrix} (m_3 - m_2) & (m_4 - m_3) & (m_5 - m_4) \\ (n_3 - n_2) & (n_4 - n_3) & (n_5 - n_4) \\ (w_2 - w_2) & (w_4 - w_3) & (w_5 - w_4) \end{vmatrix}}$$

$$m_5 - m_3) = r \quad (n_5 - n_3) = s \quad (w_5 - w_3) = t$$

$$D_3 = \frac{\begin{vmatrix} m & j & r \\ n & k & s \\ \tilde{n} & l & t \end{vmatrix}}{\begin{vmatrix} j & b & c \\ k & e & f \\ l & h & i \end{vmatrix}} = \frac{m \begin{vmatrix} k & s \\ l & t \end{vmatrix} - j \begin{vmatrix} n & s \\ \tilde{n} & t \end{vmatrix} + r \begin{vmatrix} n & k \\ \tilde{n} & l \end{vmatrix}}{j \begin{vmatrix} e & f \\ h & i \end{vmatrix} - b \begin{vmatrix} k & f \\ l & i \end{vmatrix} + c \begin{vmatrix} k & e \\ l & h \end{vmatrix}}$$

$$D_3 = \left[\frac{m(k.t - s.l) - j(n.t - \tilde{n}.s) + r(n.l - k.\tilde{n})}{j(e.i - f.h) - b(k.i - f.l) + c(k.h - l.e)} \right]$$

De Donde : $C_3 = (D_3/100) F$

Relave = $F (C_1 + C_2 + C_3)$

EJEMPLO DE APLICACION: Calcular las cantidades de concentración de Cobre, Plomo y Zinc y el relave, si se conocen las leyes respectivas para 650 TMS de mineral. ¿Cuál será los contenidos metálicos, las distribución, el radio de concentración?

Producto	PESO TMS	LEYES		
		%Cu	%Pb	%Zn
Cabeza Calc.	F = 650	$m_1 = 1.68$	$n_1 = 3.13$	$w_1 = 5.20$
Conc.Cu	C1=	$m_2 = 30.2$	$n_2 = 5.8$	$w_2 = 1.87$
Conc.Pb	C2 =	$m_3 = 3.73$	$n_3 = 65.07$	$w_1 = 5.43$
Conc. Zn	C3 =	$m_4 = 0.9$	$n_4 = 1.17$	$w_4 = 61.00$
Relave	T =	$m_5 = 0.14$	$n_5 = 0.23$	$w_5 = 0.57$

Solución:

1.- % en Peso de Cobre (D_1):

m_1	m_3	m_4	m_5	1.68	3.73	0.90	0.14
n_1	n_3	n_4	n_5	3.13	65.07	1.17	0.23
w_1	w_3	w_4	w_5	5.20	5.43	61.0	0.57

m ₂	m ₃	m ₄	m ₅	30.2	3.73	0.90	0.14
n ₂	n ₃	n ₄	n ₅	5.80	65.07	1.17	0.23
w ₂	w ₃	w ₄	w ₅	1.87	5.43	61.0	0.57

Haciendo:

$$\begin{aligned}
(m_3 - m_1) &= (3.73 - 1.68) = 2.05 = a & (m_4 - m_3) &= (0.9 - 3.73) = -2.83 = b \\
(m_5 - m_4) &= (0.14 - 0.90) = -0.76 = c & (n_3 - n_1) &= (65.07 - 3.13) = 61.94 = d \\
(n_4 - n_3) &= (1.17 - 65.07) = -63.9 = e & (n_5 - n_4) &= (0.23 - 1.17) = -0.94 = f \\
(w_3 - w_1) &= (5.43 - 5.20) = 0.23 = g & (w_4 - w_3) &= (61.0 - 51.43) = 55.57 = h \\
(w_5 - w_4) &= (0.57 - 61.0) = -60.43 = i & (m_3 - m_2) &= (3.73 - 30.2) = -26.47 = j & (n_5 - n_2) &= (65.07 - 5.8) = 59.27 = k \\
& & (w_3 - w_2) &= (5.43 - 1.87) = 3.561 = l
\end{aligned}$$

$$D_1 = \frac{\begin{vmatrix} a & b & c \\ d & e & f \\ g & h & i \end{vmatrix}}{\begin{vmatrix} j & b & c \\ k & e & f \\ l & h & i \end{vmatrix}} = \frac{\begin{vmatrix} 2.05 & -2.83 & -0.76 \\ 61.94 & -63.90 & -0.94 \\ 0.23 & 55.57 & -60.43 \end{vmatrix}}{\begin{vmatrix} -26.47 & -2.83 & -0.76 \\ 59.27 & -63.90 & -0.43 \\ 3.56 & 55.57 & -60.43 \end{vmatrix}}$$

$$D_1 = \frac{2.05 \begin{vmatrix} -63.90 & -0.94 \\ 55.57 & -60.43 \end{vmatrix} + 2.83 \begin{vmatrix} 61.94 & -0.94 \\ 0.23 & -60.43 \end{vmatrix} - 0.76 \begin{vmatrix} 61.94 & -63.9 \\ 0.23 & 55.57 \end{vmatrix}}{-26.47 \begin{vmatrix} -63.90 & -0.94 \\ 55.57 & -60.43 \end{vmatrix} + 2.83 \begin{vmatrix} 59.27 & -0.94 \\ 3.56 & -60.43 \end{vmatrix} - 0.76 \begin{vmatrix} 59.27 & -63.9 \\ 3.56 & 55.57 \end{vmatrix}}$$

$$D_1 = \left[\frac{2.05(3,913 + 52.23) + 2.83(-3,743 + 0.22) - 0.76(3,442.0 + 14.7 - e.g)}{-26.4(3,864 + 52.23) + 2.83(-3,581 + 3.35) - 0.76(3,293 + 227.48)} \right]$$

$$D_1 = 0.0446 \times 100 = 4.46\%$$

$$\text{Por tanto: } C_1 = (D_1/100) F = (4.46/100) \times 650 = 28.99 = 29 \text{ TMS (Conc. Cu)}$$

2.- % en Peso de Plomo (D2):

$$D_2 = \frac{\begin{vmatrix} m_1 & m_2 & m_4 & m_5 \\ n_1 & n_2 & n_4 & n_5 \\ w_1 & w_2 & w_4 & w_5 \end{vmatrix}}{\begin{vmatrix} \text{Igual} \\ \text{al} \\ \text{Anterior} \end{vmatrix}} = \frac{\begin{vmatrix} (m_2 - m_1) & (m_4 - m_2) & (m_5 - m_4) \\ (n_2 - n_1) & (n_4 - n_2) & (n_5 - n_4) \\ (w_2 - w_1) & (w_4 - w_2) & (w_5 - w_4) \end{vmatrix}}{\begin{vmatrix} \text{Igual} \\ \text{al} \\ \text{Anterior} \end{vmatrix}}$$

$$\begin{aligned} (m_2 - m_1) &= (30.2 - 1.68) = 28.52 = m & (n_2 - n_1) &= (5.8 - 3.13) = 2.67 = n & (w_2 - w_1) &= (1.87 - 5.2) = -3.33 = \tilde{n} \\ (m_4 - m_3) &= (0.9 - 30.2) = -29.3 = o & (n_4 - n_2) &= (1.17 - 5.8) = -4.63 = p & (w_4 - w_2) &= (61 - 1.87) = 59.15 = q \end{aligned}$$

Reemplazando en las determinantes tenemos:

$$D_2 = \frac{\begin{vmatrix} m & o & c \\ n & p & f \\ \tilde{n} & q & i \end{vmatrix}}{\begin{vmatrix} \text{Igual} \\ \text{al} \\ \text{Anterior} \end{vmatrix}} = \frac{\begin{vmatrix} 28.52 & -29.3 & -0.76 \\ 2.67 & -4.63 & -0.94 \\ -3.33 & 59.15 & -60.43 \end{vmatrix}}{\begin{vmatrix} \text{Igual} \\ \text{al} \\ \text{Anterior} \end{vmatrix}}$$

De donde sale $D_2 = 3.89\%$

Por tanto: $C_2 = (D_2/100)F = (3.89/100) \times 650 = 25.39 = 26 \text{ TMS (Conc.Pb)}$

3.- % En Peso de Zinc (D3):

$$D_3 = \frac{\begin{vmatrix} m_1 & m_2 & m_3 & m_5 \\ n_1 & n_2 & n_3 & n_5 \\ w_1 & w_2 & w_3 & w_5 \end{vmatrix}}{\begin{vmatrix} \text{Igual} \\ \text{al} \\ \text{Anterior} \end{vmatrix}} = \frac{\begin{vmatrix} (m_2 - m_1) & (m_3 - m_2) & (m_5 - m_3) \\ (n_2 - n_1) & (n_3 - n_2) & (n_5 - n_3) \\ (w_2 - w_1) & (w_3 - w_2) & (w_5 - w_3) \end{vmatrix}}{\begin{vmatrix} \text{Igual} \\ \text{al} \\ \text{Anterior} \end{vmatrix}}$$

$$\begin{aligned} (m_5 - m_3) &= (0.14 - 3.73) = -3.59 = r & (n_5 - n_3) &= (0.23 - 65.07) = -64.84 = s & (w_5 - w_3) &= (0.57 - 5.43) = -4.86 = t \end{aligned}$$

Reemplazando en las determinantes y realizando operaciones se obtiene el valor de: $D_3 = 7.25\%$ y $C_3 = 47.125 \text{ TMS} = 47 \text{ TMS}$ (Conc. Zn).

Las Razones de Concentración:

$$K_{Cu} = 650/29 = 22.41 \quad K_{Pb} = 650/26 = 25 \quad K_{Zn} = 650/47 = 13.82$$

El Contenido Metálico (Conc. Cu):

Distribución de Cobre:

Si 29 TMS ----- 100%
 X_1 ----- 30.2 de Cu
 $X_1 = 8.76 \text{ TM de Cu}$

Si 10.92 ----- 100%
 8.76 ----- Y_1
 $Y_1 = 80.2 \%$

Si 29 TMS ----- 100%
 X_2 ----- 5.80 de Pb
 $X_2 = 1.68 \text{ TM de Pb}$

Si 10.92 ----- 100%
 0.97 ----- Y_2
 $Y_2 = 9.0 \%$

Si 29 TMS ----- 100%
 X_3 ----- 1.57 de Zn
 $X_3 = 0.58 \text{ TM de Zn}$

Si 10.92 ----- 100%
 0.55 ----- Y_3
 $Y_3 = 3.8 \%$

De igual forma para los concentrados de Plomo y Zinc. Por lo tanto el

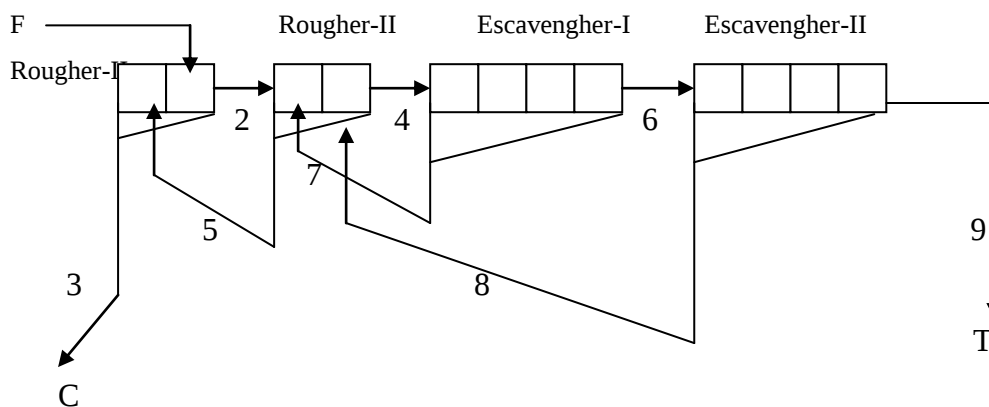
Balance completo será el siguiente cuadro:

PRODUC .	PESO Ton	LEYES			CONT. METALICO			DISTRIBUCION		
		% Cu	% Pb	% Zn	Ton-Cu	Ton-Pb	Ton-Zn	%Cu	%Pb	%Zn
Cabeza	650	1.68	3.13	5.20						
Conc. Cu	29	30.20	5.80	1.87	8.76	1.68	0.54	80.2	8.3	1.6
Conc. Pb	26	3.73	65.07	5.43	0.97	16.91	1.41	9.0	82.8	4.2
Conc. Zn	47	0.90	1.17	61.0	0.55	0.55	28.73	2.8	2.7	85.0
Relave	584	0.14	0.23	0.57	0.77	0.77	3.12	7.0	6.2	4.2

3.- BALANCE METALÚRGICO EN LOS CIRCUITOS DE FLOTACIÓN:

En todo circuito de flotación es necesario realizar un control en sus diferentes etapas de flotación, para la mejor recuperación de elemento valioso, haciendo los reajustes de alimentación de reactivos, densidad de pulpa en los diferentes puntos del circuito desde la alimentación hasta los productos.

Para un mejor entendimiento de este caso, es necesario demostrar en base al siguiente ejemplo de circuito; De plomo de 12 celdas, en base a las muestras tomadas en los puntos, desde el 19 . Que conociendo las leyes y densidades de pulpa y peso de la alimentación, se puede calcular el flujo de sólidos y de agua. Así tenemos el siguiente circuito de Plomo.



Problema:

En el circuito mostrado realizar el balance de sólidos y de agua en cada uno de los puntos indicados, teniendo los siguientes datos de referencia.

Puntos:	1	2	3	4	5	6	7	8	9
% Plomo	6.5	3.0	62.0	2.5	28.0	1.1	21.0	11.0	0.9
% Sólidos		25	23	20.86	13.27	2.87	10.25	15.8	19.62

Para una alimentación de 100 TMS/minuto se tiene:

Solución:

a) Balance de Sólidos: Se realiza en base a las leyes de plomo en los diferentes puntos.

Para lo cual se plantea las siguientes ecuaciones:

$$1) 1 = 3 + 9$$

$$4) 6 = 8 + 9$$

$$2) 3 + 2 = 1 + 5$$

$$5) 6 = 4 - 7$$

$$4) 4 = 7 + 8 - 5$$

Punto 3 : Por razón de concentración tenemos:

$$K = \frac{LeyConc. - LeyRelave}{LeyCabeza - LeyRelave} = \frac{c - t}{f - t} = \frac{62 - 0.8}{6.5 - 0.8} = 10.73$$

El concentrado final para los 100 TMS de mineral será:

$$Conc.Pb = \frac{100TMS / mint.demineral \times TMS - Conc.}{10.73Ton.demineral} = 9.319 = 9.32YTMS / mint.$$

Punto 9 : Tonelaje de Relave = Tonelaje de cabeza - tonelaje de concentrado

$$Relave Final = 100 - 9.32 = 90.68 TMS /mint$$

Punto 6: Tonelaje de Relave del Escavengher 1 = Cabeza de Escavengher II Plomo que ingresa = Plomo que sale en espuma y relave.

$$1.1\% X = 0.8(90.68) + (X \text{ ton} - 90.68 \text{ Ton}) 11\%$$

$$1.1\% X = 072,544 \text{ ton} + 11\% X - 997.48 \text{ Ton}$$

$$X_1 = (924,636)/9.9 = 93.42 TMS/mint.$$

Punto 8 : La espuma del Escavengher II:

$$\begin{aligned} \text{Toneladas de Espuma} &= \text{Tonelada Cabeza de Escavengher II} - \text{Ton relave} \\ &= 93.397 - 90.68 \end{aligned}$$

$$X_2 = 2.72 TMS/mint.$$

Punto 4 : Cabeza de Escavengher I:

$$\begin{aligned} \text{Plomo alimentado a Escavengher I} &= \text{Plomo de relave de Escavengher I} + \text{Plomo} \\ &\quad \text{en espuma de Escavengher I} \end{aligned}$$

$$2.5\% X = 1.1\% \times 93.397 + (X \text{ ton} - 93.397 \text{ ton})21\%$$

$$2.5 \% X = 102.74 + 21\% X - 1,961.34$$

$$X_3 = 1,858.60/18.50 = 100.46 TMS/mint.$$

Punto 7: espuma de Escavenger I:

$$X_4 = 100.46 - 93.397 = 7.26 \text{ TMS/mint.}$$

Punto 2 : Cabeza de Rougher II:

$$100.46 \times 2.5 + (X_{\text{ton}} + 2.72 + 7.26 - 100.46)21\% = 3\% X_{\text{ton}} + 2.72 \times 11\% + 7.26 \times 21\%$$

$$X_4 = 2,542.83/25 = 101.71 \text{ TMS/mint.}$$

Punto 5 : Espuma del rougher II:

$$X_5 = \text{Punto}(2) + \text{Punto}(7) - \text{Punto}(4)$$

$$X_5 = 101.71 + 7.26 + 2.72 - 100.46 = 11.23 \text{ TMS/mint.}$$

c) Cálculo de agua que circula en cada punto:

$$\text{Punto 2 : Ton de agua} = \frac{74.5 \times 101.71}{25.5} = 297.17 \text{ TMS / mint.}$$

De igual forma se calculan para los demás puntos: Así tenemos:

$$\text{Punto}(3) = 30.38 \text{ ton/mint}$$

$$\text{Punto}(7) = 61.72 \text{ ton/mint.}$$

$$\text{Punto}(4) = 381.61 \text{ ton/mint}$$

$$\text{Punto}(8) = 14.48 \text{ ton/mint.}$$

$$\text{Punto}(5) = 73.75 \text{ ton/mint}$$

$$\text{Punto}(9) = 371.5 \text{ ton/mint.}$$

$$\text{Punto}(6) = 441.64 \text{ ton/mint}$$

Problemas Propuestos:

- 1.- En una planta de flotación es procesado 500 tm de Mineral de Plomo, plata, de cabeza tiene: 8.5% de Plomo y 4.0 oz/TCS de plata, se obtiene un concentrado de 60% de Plomo y 32 oz/TCS de plata, con una recuperación de 92% de plomo alimentado. Se requiere saber el tonelaje de los productos obtenidos, el radio de concentración y la ley del relave.
- 2.- Un Planta Concentradora de minerales de 600 Tm de capacidad, trata un mineral complejo de plomo y zinc de 6.2% de plomo y de 8.2% de zinc, para producir un concentrado de plomo de 71.8% de plomo y de 6.4 % de zinc , un concentrado de zinc de 1.4% de plomo y 57.8% de zinc, y un relave de 0.3% de Plomo y 0.8% de zinc. Se

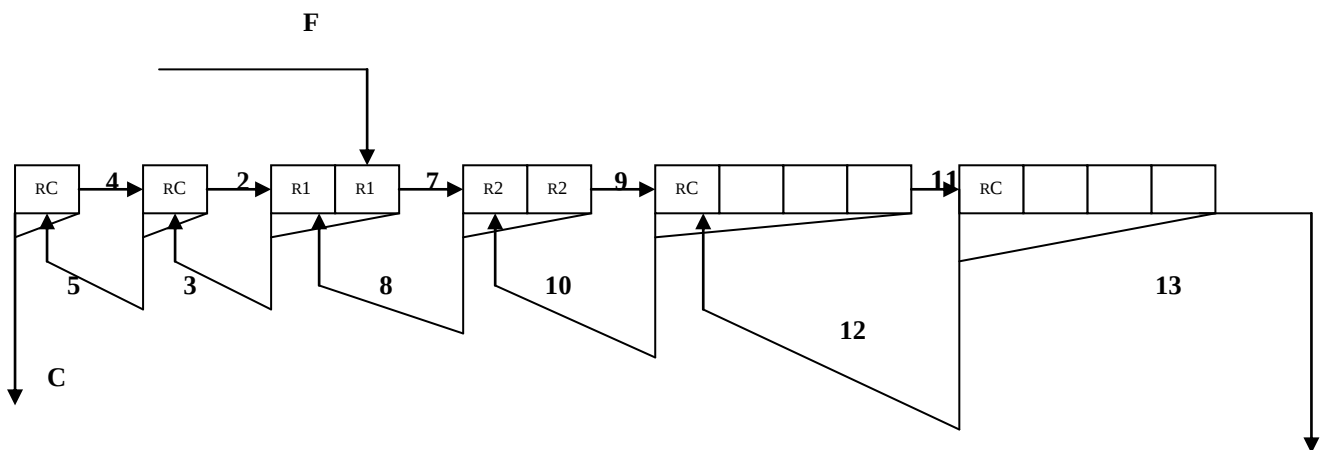
requiere calcular la cantidad de concentrado y de relaves obtenidos. El radio de concentración y la recuperación de los elementos de interés.

- 3.- Se desea concentrar un mineral poli metálico de 1.68% de cobre, 3.15% de plomo y 5.5% de zinc, para tener un concentrado de cobre de 30.5% de cobre y 1.2% de Plomo y 1.6% de zinc, un concentrado de plomo de 1.5% de cobre, 66.0% de Plomo y 3.6% de zinc, Un concentrado de Zinc de 0.85% de cobre, 1.2% de plomo y 61.0% de zinc. Y un relave de 0.1% de cobre, 0.2% de plomo y 0.4% de zinc. ¿Se desea calcular las cantidades de concentrado de Cobre, zinc y relave obtenidos. De Igual forma la razón de concentración y la recuperación respectiva? Para 1,200 TM de mineral.
- 4.- Se desea concentrar un mineral de cobre de 5.2% de cobre de cabeza, para producir un concentrado de 30% de cobre y un relave de 0.25% de cobre. Calcular la cantidad de concentrado y relave obtenidos se se trata 500 TM de dicho mineral? ¿Calcular el contenido metálico y su distribución y el radio de concentración respectivamente?.
- 5.- Se desea procesar un mineral de plomo y zinc que esta conformado por 15% de Galena, 18% de Esfalerita, 34% de cuarzo, 18% de pirita, 12% de calcita y 3% de Argentita, para obtener un concentrado de plomo de 63.5% de plomo y 3.65% de zinc, un concentrado de zinc de 1.58% de plomo y 56% de zinc y un relave de 0.85% de plomo y 0.1% de zinc ¿Calcular los productos concentrados y el relave, la razón de concentración y la recuperación de cada componentes metálico al procesar 1,500 TM de dicho mineral.
- 6.- Se tiene un mineral de 1% de plomo, 1% de zinc, 10.45 onz/TCS de plata, 0.997 onz/TCS de oro, 0.55 de Arsénico, la plata esta en forma de 60% de Argentita y 40% de Proustita. El cual se procesa en una planta de 60 TMS/día, 350 TMH de dicho mineral de 4% de humedad, para obtener un concentrado de 24% de plomo y 372.432 oz/TCS de plata y un concentrado de zinc de 45% de zinc y 21.132 oz/TCS de plata, si la recuperación es considerable y la ley del relave es de 0.3% de plomo, 1.23 oz/TCS de plata y 0.2% de zinc. Determinar y deducir el precio de comercialización de los concentrados obtenidos en base a la cotización actual de comercialización.

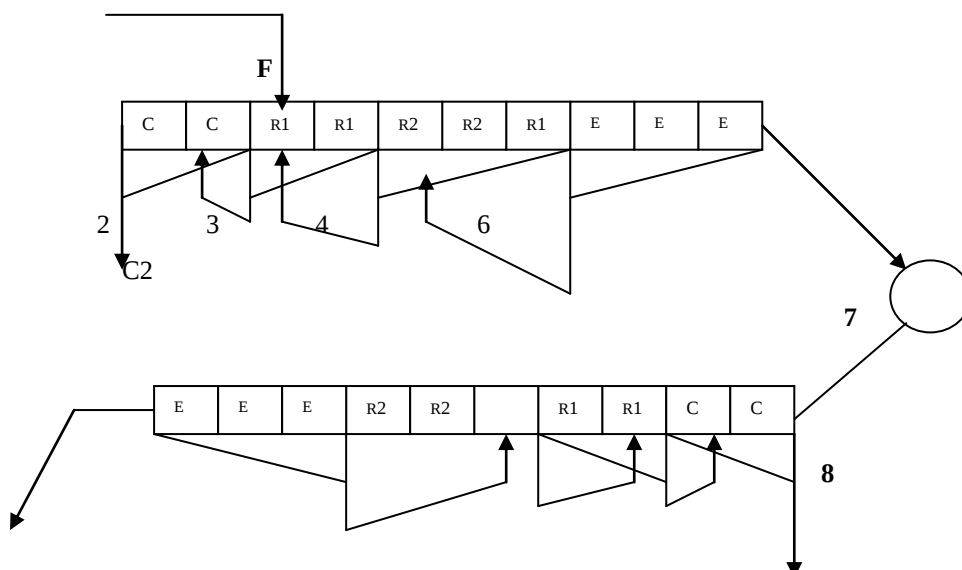
7.- Se tiene un mineral complejo de plomo y zinc, cuya composición mineralógica es de 14% de galena, 0.1% de esfalerita, 0.1% de plata nativa, 25% de esfalerita, 15.8% de pirita, 5% de pirrotita, 34% de sílice, 11% de caliza, se hace una concentración diferencial para obtener un concentrado de plomo de 60.4% de plomo, 189.897 oz/TCS de plata y 4.0% de zinc, con una recuperación de 85% de plomo y el 90% de plata, yu un concentrado de zinc de 55.5% de zinc, 1.85 % de plomo y 10.78 oz/TCS de plata. Calcular la cantidad de concentrados y la ley del relave.

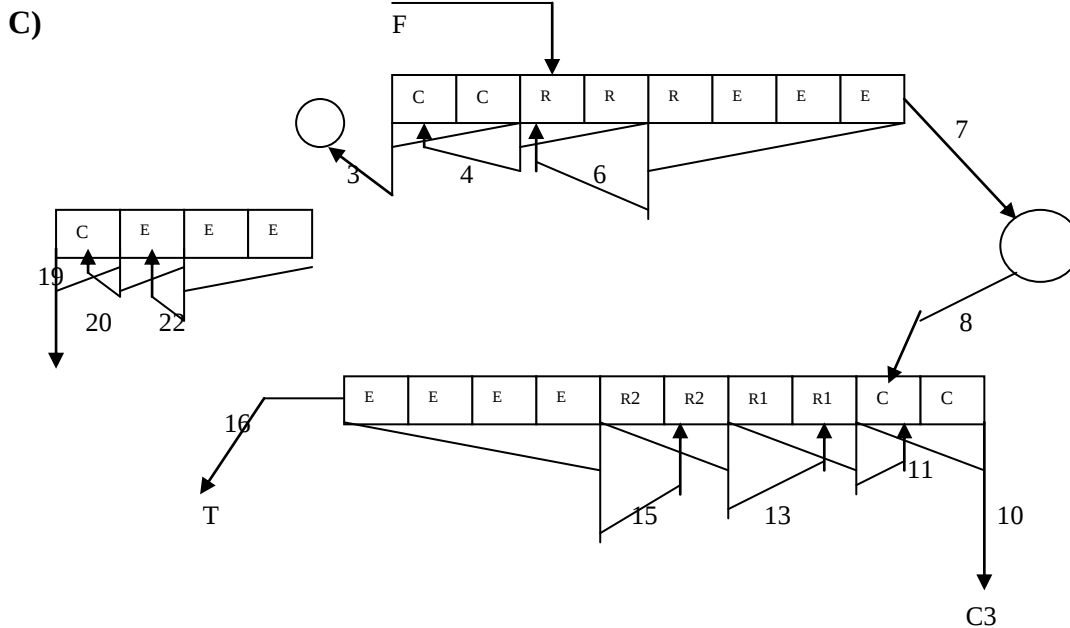
8.- Hacer balance metalúrgico en los siguientes circuitos asumiendo datos prácticos:

A)



B)





INFORME DE PRUEBAS EXPERIMENTALES DE CONCENTRACIÓN POR FLOTACIÓN

PRUEBA METALURGICA

GENERALIDADES: El 5 de noviembre del presente año se recibió unos 150 kilogramos de mineral procedente de la mina Colquiirca de la Sociedad Minera “El Brocal” X.A. para correr pruebas metalúrgicas de flotación. Para lo cual se procedió a cuartear y preparar la muestra a malla -10.

REFERENCIAS:

Cabeza Experimental	%Pb	%Cu	%Zn	oz/TCS Ag
	3.95	1.64	4.50	2.1

Composición Mineralógica.- Las especies que encierran este mineral son: galena, esfalerita, calcopirita, pirita, calcita, serucita, cuarzo y algo de limonita.

REPORTE DE FLOTACIÓN EXPERIMENTAL:

1.- MOLIENDA:

Mineral = 1,000 gr malla -10

Agua = 500 mls.

Tiempo = 9'

pH = 7.5

Mallas (en el relave)

-200 = 58.0%

<u>Reactivos</u>	<u>Kg/TM</u>
------------------	--------------

Cianuro de Sodio	0.080
------------------	-------

Sulfato de Zinc	0.250
-----------------	-------

Aerofloat 242	0.015
---------------	-------

Cal	0.500
-----	-------

2.- FLOTACIÓN DE PLOMO:

Tiempo = 11'

Densidad de Pulpa = 25% sólidos

Reactivos	Kg/TM
-----------	-------

Cianuro de sodio	0.080
------------------	-------

Sulfato de zinc	0.250
-----------------	-------

Aceite de Pino	0.012
----------------	-------

Xantato Z-5	0.040
-------------	-------

LIMPIEZA

Cianuro de Sodio	0.040
------------------	-------

Sulfato de Zinc	0.150
-----------------	-------

Silicato de Sodio	0.200
-------------------	-------

Xantato Z-5	0.040
-------------	-------

3.- FLOTACIÓN DE ZINC:

Tiempo = 14'

pH = 9.8

Reactivos	Kg/TM
-----------	-------

Cal (lechada)	0.450
---------------	-------

Sulfato de Cobre	0.450
------------------	-------

Xantato Z-6	0.050
-------------	-------

Aerofloat 242	0.007
---------------	-------

LIMPIEZA:

Cal	0.200
-----	-------

Xantato Z-6	0.002
-------------	-------

4.- RESULTADOS:

PRODUCTO	PESO %	LEYES				RECUPERACION			
		%Pb	%Cu	%Zn	Oz/tcAg	Pb	Cu	Zn	Ag
Conc. Pb	9.61	36.88	14.24	4.45	15.800	94.4	87.6	10.2	89.7
Midd-Pb	4.79	0.94	1.11	6.33	1.600	1.2	3.4	7.2	4.3

Conc. Zn	4.78	0.16	0.53	62.12	0.800	0.2	1.6	70.6	2.1
Midd- Zn	3.05	0.57	1.77	13.45	1.000	0.5	3.4	9.8	1.7
Relave	77.77	0.18	0.08	0.12	0.050	3.7	4.0	2.2	2.2
Cab.Calc.	100.00	3.75	1.56	4.20	1.800	100.0	100.0	100.0	100.0

5.- **RADIO DE CONCENTRACIÓN**: De Plomo = 10.41 ; de Zinc = 20.94

6.- **RECUPERACIÓN**: De Plomo = 94.99% , de Zinc = 75.47% , de plata = 91.88%

7.- **OBSERVACIÓN**:

Los resultados obtenidos son satisfactorios. Se efectuó una prueba experimental de la cual se obtuvo un concentrado bulk de Plomo- Cobre y un concentrado de zinc que tiene también 0.46% de Cadmio. Flota bastante calcopirita en el primer circuito, en cambio en el Zinc floto bastante floculante.

8.- **RECOMENDACIONES**: Efectuar más pruebas para el reajuste de leyes altas.

CAPITULO V

MAQUINAS Y EQUIPOS AUXILIARES EN LA FLOTACION DE MINERALES

1.- **SECCION DE ACONDICIONAMIENTO**:

La finalidad del acondicionamiento es mezclar los reactivos con la pulpa preparándolas para el proceso de flotación. Las partículas estarán en contacto con los reactivos el

tiempo necesario para que sufran reacciones físicas o físico químicas sobre sus superficies creando de esta manera las condiciones de equilibrio para la flotación.

Acondicionamiento en el circuito de Plomo o Bulk de Plomo-Cobre:

Los reactivos para este circuito se acondicionarán mayormente en la molienda, especialmente los reactivos sólidos y los líquidos pocos solubles en el agua, así mismo, los depresores del zinc, de la piritita, etc. dando de esta manera mayor tiempo de contacto con el mineral y que en ciertos casos finalmente en un tanque de Acondicionamiento se completa las mezclas necesarias.

Lo de más importancia de esta sección es el diseño del acondicionador que se requiere con ciertos márgenes de seguridad teniendo en cuenta la capacidad actual y las posibles ampliaciones futuras.

Siguiendo el Método de la DENVER EQUIPMENT Co. , para los cálculos se aplica la siguiente formula.

$$\text{Volumen (ft}^3\text{)} = R \times T \times \text{Factor de Agitación}$$

Donde: R = Tonelaje en 24 horas (TC)

T = Tiempo de agitación

Factor de agitación = Se halla en las tablas respectivas de acondicionadores, relacionados con la gravedad específica del mineral.

Ejemplo:

Si para nuestro diseño se tiene los siguientes datos:

Gravedad específica del mineral = 2.92

% de sólidos en la pulpa = 30%

Tiempo de Acondicionamiento = 12 minutos

Factor de Agitación = En la tabla hallamos para G.e. del mineral de 2.9 a 30% de sólidos es igual a 0.0594

Reemplazando con sus valores en la formula, el volumen de la pulpa será para 500 TMS se tendrá.

$$V = (500 \times 1.102)12 \times 0.0594 = 551 \times 12 \times 0.0594 = 327.29 \text{ ft}^3$$

También el Volumen se puede determinar conociendo el flujo de pulpa con la siguiente formula:

$$a) \text{ ft}^3 \text{ pulpa/ton sólidos seco} = 32 \frac{G_s - 1}{G_s(G_p - 1)}$$

Donde. G_s = G.e del sólido y G_p = G.e de la pulpa

Si la alimentación es de 528.7TCs y la densidad de pulpa es de 1,310 ft³ para el mismo mineral se tiene:

$$\text{ft}^3 \text{ pulpa/ton sólidos seco} = 32 \frac{2.92 - 1}{2.92(1.31 - 1)} = 68 \text{ ft}^3 / \text{ton}$$

b.- El flujo (F) = (580 ton/día) (68 ft³/ton)(Día/1440 mint) = 24.96 = 25 ft³/mint.

c.- El volumen total del sistema será:

$$V_s = F \times \text{Tiempo de retención} = 25 \text{ ft}^3/\text{mint} \times 15 \text{ mint} = 375 \text{ ft}^3$$

ACONDICIONAMIENTO EN EL CIRCUITO DE PLOMO O BULK (Pb – Cu)

Los reactivos para este circuito se acondicionarán mayormente en la molienda, especialmente los reactivos sólidos y los líquidos poco solubles en el agua, así mismo, los depresores del Zinc de la pirita etc. Dando de esta manera mayor tiempo de contacto con el mineral y que en ciertos casos finalmente en un tanque de acondicionamiento se completan las mezclas necesarias.

Lo más importante de esta sección es el diseño de acondicionador que se requiere con ciertos márgenes de seguridad teniendo en cuenta la capacidad actual y las posibles ampliaciones futuras.

Siguiendo el método de la Denver Equipment. Co. Para los cálculos se aplica la siguiente formula:

$$\text{Volumen (ft}^3\text{)} = R \times T \times \text{Factor de Agitación.}$$

Donde:

R = Tonelaje en 24 horas (TC).

T = Tiempo de Agitación.

Factor de agitación se halla en las tablas respectivas de acondicionadores, relacionados con la gravedad específica del mineral.

Ejemplo N°1:

Si para nuestro diseño se tiene los siguientes datos:

Gravedad específica del mineral = 2.92%.

% de sólidos en la pulpa = 30%.

Tiempo de acondicionamiento = 12 minutos.

Factor de agitación: En las tablas hallamos para una G.E. del mineral de 2.9 es igual a = 0.0594.

Solución:

* Reemplazando con sus valores en la fórmula, el volumen de la pulpa será: (para 500 TMV se tendrá).

$$V = (500 \times 1) \times 12 \times 0.0594$$

$$V = 356.4 \text{ ft}^3$$

* Cálculo de la capacidad del tanque de acondicionador que esta en las tablas; las dimensiones con aproximaciones.

* Que para el caso es de las siguientes dimensiones:

Un tanque circular de 8' x 8'; (h = 8') y ($\emptyset = 8'$).

* Calculando su capacidad para estas dimensiones:

$$V_{C.} = \pi \times r^2 \times h$$

$$V_{C.} = 3.1416 \times (4)^2 \times 8$$

$$V_{C.} = 402 \text{ ft}^3.$$

* También el volumen se puede determinar conociendo el flujo de pulpa con la formula siguiente:

$$ft^3 \text{ pulpa} / \text{ton sólido seco} = 32 \times \frac{Gs. - 1}{Gs. \times (Gp. - 1)}$$

1)

Donde:

Gs. = G.e. del sólido.

Gp. = G.e. de la pulpa.

$$\text{ft}^3 \text{ pulpa / ton sólido seco} = 32 \times \frac{2.29 - 1}{2.29(1.310 - 1)}$$

$$\text{ft}^3 \text{ pulpa / ton sólido seco} = 68 \text{ ft}^3/\text{Ton.}$$

* Si la alimentación es de 528.7 TCS se tiene:

$$(528 \text{ Ton/día}) \times (68 \text{ ft}^3/\text{Ton} \times \text{día})$$

$$= 24.97 = 25 \text{ ft}^3/\text{min.}$$

$$1440 \text{ min.}$$

* Volumen total del sistema:

$$V_s. = F \times \text{Tiempo de retención}$$

$$V_s. = 25 \text{ ft}^3/\text{min.} \times 15 \text{ min.}$$

$$V_s. = 375 \text{ ft}^3.$$

Ejemplo N°2:

Determinar el tamaño del maquina Denver (Patentado), para un excelente agitador y acondicionador que requieren:

$$\text{Tonelada de sólidos por 24 horas} = 420$$

$$\text{Tiempo de agitación en minutos} = 25$$

Gravedad de Sólidos (Sp.) = 2.9

Porcentaje de Sólidos (1 parte de sólidos de 2.33 por solución de peso). =
30%

Solución:

1. En la tabla observamos la Gravedad Especifica de 2.9

2. En el % de sólidos de (30%) observamos que tiene un factor de agitación de 0.0594

3. **Use la fórmula:**

*El volumen en ft^3 : = (Las toneladas por 24 horas x minutos de
agitación x el factor de agitación).*

$$\text{Vol.} = 420 \times 25.0 \times 0.0594$$

$$\text{Vol.} = 623.7 \text{ ft}^3 //$$

PARA EL CALCULO DE ESTOS EJEMPLOS ACERCA DE ACONDICIONADORES DEBEMOS DE HACER USO DE
LA “**TABLAS DE DENSIDAD DE PULPA**”; QUE ACONTINUACION SE PRESENTA.

Gravedad Especifica en ft ³ x Ton.		1.4 22.86			1.8 17.78			2.2 14.55			2.5 12.80			2.6 12.31		
% Sólidos	Sólidos en Solución	Gravedad Especifica	Volumen Total	Factor de Agitación	Gravedad Especifica	Volumen Total	Factor de Agitación	Gravedad Especifica	Volumen Total	Factor de Agitación	Gravedad Especifica	Volumen Total	Factor de Agitación	Gravedad Especifica	Volumen Total	Factor de Agitación
5	1: 19.00	1015	630.86	0.4381	1023	625.78	0.4346	1028	622.55	0.4323	1031	620.80	0.4311	1032	620.31	0.4308
6	1: 15.67	1017	524.30	0.3641	1027	519.22	0.3606	1034	515.99	0.3583	1037	514.24	0.3571	1036	513.75	0.3508
7	1: 13.29	1020	448.14	0.3112	1032	443.06	0.3677	1040	439.83	0.3054	1043	438.08	0.3042	1045	437.59	0.3039
8	1: 11.50	1023	390.86	0.2714	1037	385.78	0.2679	1046	382.55	0.2657	1050	380.80	0.2644	1052	380.31	0.2641
9	1: 10.11	1026	340.38	0.2405	1042	341.30	0.2370	1052	338.07	0.2348	1057	336.32	0.2336	1059	335.81	0.2332
10	1: 9.00	1029	310.86	0.2159	1047	305.78	0.2123	1058	302.55	0.2101	1064	300.80	0.2089	1065	300.31	0.2085
11	1: 8.09	1032	281.74	0.1957	1051	276.66	0.1921	1064	273.43	0.1899	1070	271.68	0.1887	1073	271.19	0.1883
12	1: 7.33	1036	257.42	0.1788	1056	252.34	0.1752	1070	249.11	0.1730	1078	247.36	0.1718	1080	246.87	0.1714
13	1: 6.69	1039	236.94	0.1645	1061	231.86	0.1610	1076	228.63	0.1588	1085	226.88	0.1576	1087	226.39	0.1572
14	1: 6.14	1042	219.34	0.1523	1066	214.26	0.1488	1083	211.03	0.1465	1092	209.28	0.1453	1094	208.79	0.1450
15	1: 5.67	1045	204.30	0.1419	1071	199.22	0.1383	1089	195.99	0.1361	1099	194.24	0.1340	1102	193.75	0.1345
16	1: 5.25	1048	190.86	0.1325	1076	185.78	0.1290	1096	182.55	0.1268	1106	180.80	0.1256	1109	180.31	0.1252
17	1: 4.88	1051	179.02	0.1243	1082	173.94	0.1208	1102	170.71	0.1185	1114	168.96	0.1173	1117	168.47	0.1170
18	1: 4.56	1054	168.78	0.1172	1087	163.70	0.1137	1109	160.47	0.1114	1121	158.72	0.1102	1125	158.23	0.1099
19	1: 4.26	1057	159.18	0.1105	1092	154.10	0.1070	1116	150.87	0.1048	1129	149.12	0.1036	1133	148.63	0.1032
20	1: 4.00	1061	150.86	0.1048	1098	145.78	0.1012	1122	142.55	0.0990	1136	140.80	0.0978	1140	140.31	0.0974
21	1: 3.76	1064	143.18	0.0994	1103	138.10	0.0959	1129	134.87	0.0937	1144	133.12	0.0924	1148	132.63	0.0921
22	1: 3.55	1066	136.46	0.0948	1108	131.38	0.0912	1136	128.15	0.0890	1152	126.40	0.0878	1157	125.91	0.0874
23	1: 3.35	1070	130.06	0.0903	1114	124.98	0.0868	1143	121.75	0.0845	1160	120.00	0.0833	1165	119.51	0.0830
24	1: 3.17	1074	124.30	0.0863	1119	119.22	0.0828	1151	115.99	0.0805	1168	114.24	0.0793	1173	113.75	0.0790
25	1: 3.00	1077	118.86	0.0825	1125	113.78	0.0790	1158	110.55	0.0768	1176	108.80	0.0756	1182	108.31	0.0752
26	1: 2.85	1080	114.06	0.0792	1131	108.98	0.0757	1165	105.75	0.0734	1185	104.00	0.0722	1190	103.51	0.0719
27	1: 2.70	1084	109.26	0.0759	1136	104.18	0.0723	1173	100.95	0.0701	1193	99.20	0.0689	1199	98.71	0.0685
28	1: 2.57	1087	105.10	0.0730	1143	100.02	0.0695	1180	96.79	0.0672	1202	95.04	0.0660	1209	94.55	0.0657
29	1: 2.45	1090	101.26	0.0703	1148	96.18	0.0668	1188	92.95	0.0645	1211	91.20	0.0633	1217	90.71	0.0630
30	1: 2.33	1094	97.42	0.0677	1154	92.34	0.0641	1196	89.11	0.0618	1220	87.36	0.0607	1226	86.87	0.0603
31	1: 2.23	1097	94.22	0.0654	1160	89.14	0.0619	1204	85.91	0.0597	1229	84.16	0.0584	1236	83.67	0.0581
32	1: 2.13	1101	91.02	0.0632	1166	85.94	0.0597	1211	82.71	0.0574	1238	80.96	0.0562	1245	80.47	0.0559
33	1: 2.03	1104	87.82	0.0610	1172	82.74	0.0575	1220	79.51	0.0552	1247	77.76	0.0540	1255	77.27	0.0536
34	1: 1.94	1108	84.94	0.0590	1178	79.86	0.0555	1228	76.63	0.0532	1256	74.88	0.0520	1264	74.39	0.0517
35	1: 1.86	1111	82.38	0.0572	1184	77.30	0.0537	1236	74.07	0.0514	1266	72.32	0.0502	1274	71.83	0.0499
36	1: 1.78	1115	79.82	0.0554	1190	74.74	0.0519	1244	71.51	0.0497	1276	69.76	0.0484	1284	69.27	0.0481

37	1: 1.70	1118	77.26	0.0537	1197	72.18	0.0501	1253	68.95	0.0479	1285	67.20	0.0467	1295	66.71	0.0463
38	1: 1.63	1122	75.02	0.0521	1203	69.94	0.0486	1261	66.71	0.0463	1295	64.96	0.0451	1305	64.47	0.0448
39	1: 1.56	1125	72.78	0.0505	1210	67.70	0.0470	1270	64.47	0.0448	1305	62.72	0.0436	1316	62.23	0.0432
40	1: 1.50	1129	70.86	0.0492	1216	65.78	0.0457	1279	62.55	0.0434	1316	60.80	0.0422	1326	60.31	0.0419
41	1: 1.44	1133	68.94	0.0479	1223	63.86	0.0443	1288	60.63	0.0421	1326	58.88	0.0409	1337	58.39	0.0405
42	1: 1.38	1136	97.02	0.0465	1230	61.94	0.0430	1297	58.71	0.0408	1337	56.96	0.0396	1348	56.47	0.0397
43	1: 1.33	1140	65.42	0.0454	1236	60.34	0.0419	1306	57.11	0.0397	1348	55.36	0.0384	1359	54.87	0.0381
44	1: 1.27	1144	63.50	0.0441	1243	58.42	0.0406	1316	55.19	0.0383	1358	53.44	0.0371	1372	52.95	0.0368
45	1: 1.22	1148	61.90	0.0430	1250	56.82	0.0395	1325	53.59	0.0372	1370	51.84	0.0360	1383	51.35	0.0357
46	1: 1.17	1151	60.30	0.0419	1257	55.22	0.0383	1335	51.99	0.0361	1381	50.24	0.0349	1395	49.75	0.0345
47	1: 1.13	1155	59.02	0.0410	1264	53.94	0.0375	1345	50.71	0.0352	1393	48.96	0.0340	1407	48.47	0.0337
48	1: 1.08	1159	57.42	0.0399	1271	52.34	0.0363	1355	49.11	0.0341	1405	47.36	0.0329	1419	46.87	0.0325
49	1: 1.04	1163	56.14	0.0390	1278	51.06	0.0355	1365	47.83	0.0332	1416	46.08	0.0320	1431	45.59	0.0317
50	1: 1.00	1167	54.86	0.0381	1286	49.78	0.0346	1375	46.55	0.0323	1429	44.80	0.0311	1444	44.31	0.0308
52	1: 0.92	1174	52.30	0.0363	1301	47.22	0.0328	1396	43.99	0.0305	1454	42.24	0.0293	1471	41.75	0.0290
54	1: 0.85	1182	50.06	0.0348	1316	44.98	0.0312	1418	41.75	0.0290	1479	40.00	0.0278	1498	39.51	0.0274
56	1: 0.79	1190	48.14	0.0334	1331	43.06	0.0299	1440	39.83	0.0272	1506	38.08	0.0264	1526	37.59	0.0261
58	1: 0.72	1199	45.90	0.0319	1347	40.82	0.0283	1463	37.59	0.0261	1534	35.84	0.0249	1555	35.35	0.0245
60	1: 0.67	1207	44.30	0.0308	1364	39.22	0.0272	1486	35.99	0.0250	1563	34.24	0.0238	1585	33.75	0.0234
62	1: 0.61	1215	42.38	0.0294	1380	37.30	0.0259	1511	34.07	0.0237	1592	32.32	0.0224	1617	31.85	0.0221
64	1: 0.56	1224	40.78	0.0283	1398	35.70	0.0248	1536	32.47	0.0225	1623	30.72	0.0213	1650	30.23	0.0210
66	1: 0.52	1232	39.50	0.0274	1415	34.42	0.0239	1568	31.19	0.0217	1656	29.44	0.0204	1684	28.95	0.0201
68	1: 0.47	1241	37.90	0.0263	1433	32.82	0.0228	1590	29.59	0.0205	1689	27.84	0.0193	1719	27.35	0.0190

Gravedad Especifica en ft ³ x Ton.		2.7 11.85			2.8 11.43			2.9 11.93			3.0 10.67			3.2 10.00		
% Sólidos	Sólidos en Solución	Gravedad Especifica	Volumen Total	Factor de Agitación	Gravedad Especifica	Volumen Total	Factor de Agitación	Gravedad Especifica	Volumen Total	Factor de Agitación	Gravedad Especifica	Volumen Total	Factor de Agitación	Gravedad Especifica	Volumen Total	Factor de Agitación
5	1: 19.00	1033	619.85	0.4305	1033	619.43	0.4302	1034	619.03	0.4298	1034	618.67	0.4296	1036	618.00	0.4292
6	1: 15.67	1039	513.29	0.3565	1040	512.87	0.3562	1041	512.47	0.3559	1042	512.11	0.3556	1043	511.44	0.3552
7	1: 13.29	1046	437.13	0.3036	1047	436.71	0.3032	1048	436.31	0.3029	1049	435.95	0.3027	1051	435.28	0.3023
8	1: 11.50	1053	379.85	0.26638	1054	379.43	0.2635	1055	379.03	0.2632	1056	378.67	0.2630	1058	378.00	0.2625
9	1: 10.11	1060	335.37	0.2329	1061	334.95	0.2326	1063	334.55	0.2323	1064	334.19	0.2321	1066	333.52	0.2316
10	1: 9.00	1067	299.85	0.2082	1069	299.43	0.2079	1070	299.03	0.2077	1071	298.67	0.2074	1074	298.00	0.2069
11	1: 8.09	1074	270.73	0.1880	1076	270.31	0.1877	1078	269.91	0.1874	1078	269.55	0.1872	1082	268.88	0.1867
12	1: 7.33	1082	246.41	0.1711	1084	245.99	0.1708	1085	245.59	0.1705	1087	245.23	0.1703	1090	244.56	0.1698

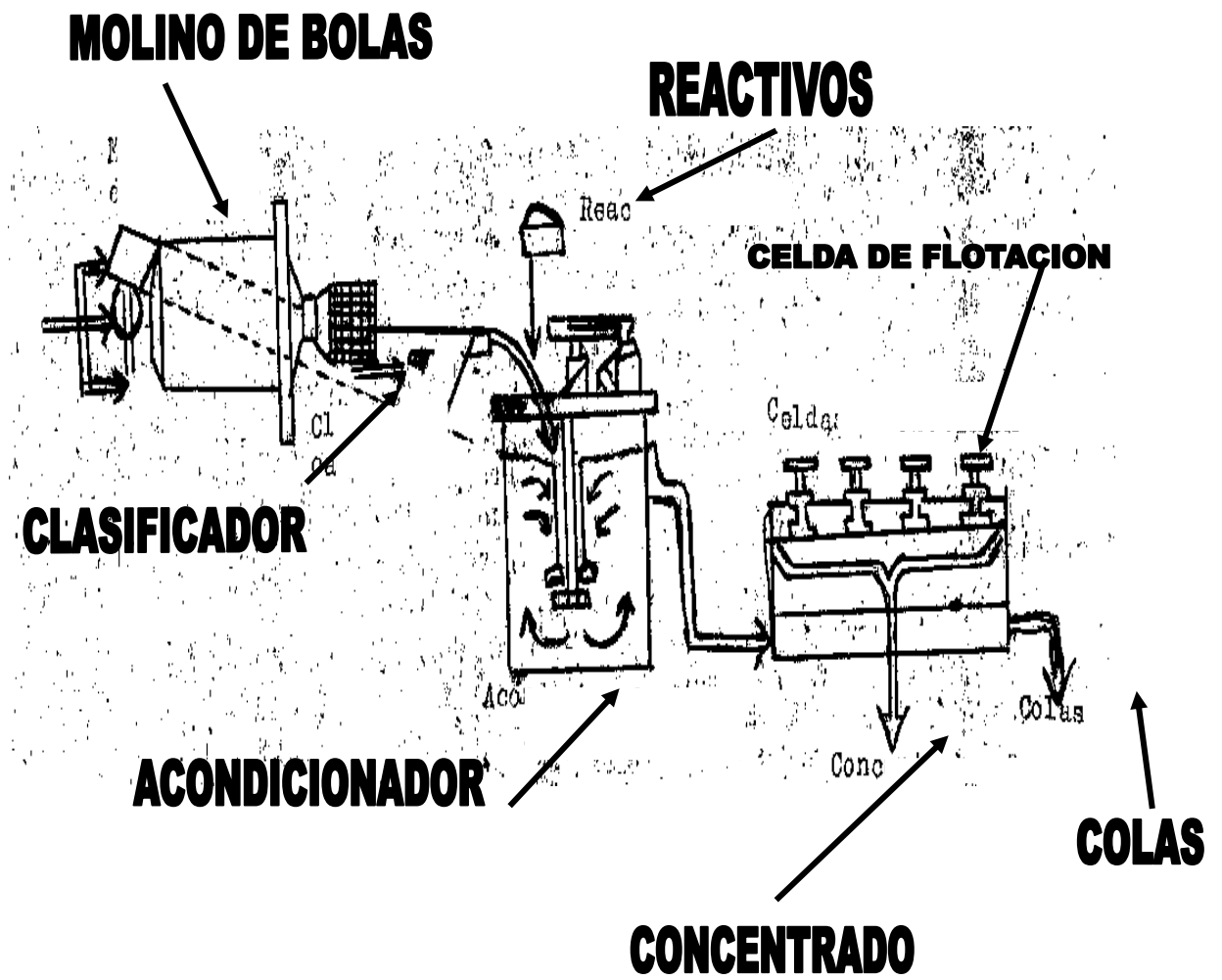
13	1: 6.69	1089	225.93	0.1569	1091	225.51	0.1566	1093	225.11	0.1563	1195	224.25	0.1561	1098	224.08	0.1556
14	1: 6.14	1097	208.33	0.1447	1099	207.91	0.1444	1101	207.51	0.1441	1103	207.15	0.1439	1107	206.48	0.1434
15	1: 5.67	1104	193.29	0.1342	1107	192.87	0.1339	1109	192.47	0.1337	1111	192.11	0.1334	1115	191.44	0.1329
16	1: 5.25	1112	179.85	0.1249	1115	179.43	0.1246	1117	179.03	0.1243	1119	178.67	0.1241	1124	178.00	0.1236
17	1: 4.88	1119	168.01	0.1167	1123	167.59	0.1164	1125	167.19	0.1161	1128	166.83	0.1159	1132	166.16	0.1154
18	1: 4.56	1128	157.77	0.1096	1131	157.35	0.1093	1134	156.95	0.1090	1136	156.59	0.1087	1141	155.92	0.1083
19	1: 4.26	1136	148.17	0.1029	1139	147.75	0.1026	1142	147.35	0.1023	1145	146.99	0.1021	1150	146.32	0.1016
20	1: 4.00	1144	139.85	0.0971	1148	139.43	0.0968	1151	139.03	0.0965	1154	138.67	0.0963	1159	138.00	0.0958
21	1: 3.76	1152	132.17	0.0918	1156	131.75	0.0915	1160	131.35	0.0912	1163	130.99	0.0910	1169	130.32	0.0905
22	1: 3.55	1161	125.45	0.0871	1165	125.03	0.0868	1168	124.64	0.0865	1172	124.27	0.0863	1178	123.60	0.0858
23	1: 3.35	1169	119.05	0.0827	1174	118.63	0.0824	1177	118.23	0.0821	1181	117.87	0.0818	1188	117.20	0.0814
24	1: 3.17	1178	113.29	0.0787	1182	112.87	0.0784	1187	112.47	0.0781	1190	112.11	0.0779	1198	111.44	0.0774
25	1: 3.00	1187	107.85	0.0749	1191	107.43	0.0746	1196	107.03	0.0743	1200	106.67	0.0741	1208	106.00	0.0736
26	1: 2.85	1196	103.05	0.0716	1201	102.63	0.0713	1205	102.23	0.0710	1210	101.87	0.0707	1218	101.20	0.0703
27	1: 2.70	1205	98.25	0.0682	1210	97.83	0.0679	1215	97.43	0.0677	1220	97.07	0.0674	1228	96.40	0.0669
28	1: 2.57	1214	94.09	0.0653	1220	93.67	0.0650	1225	93.27	0.0648	1230	92.91	0.0645	1238	92.24	0.0641
29	1: 2.45	1223	90.25	0.0627	1229	89.83	0.0624	1235	89.43	0.0621	1240	89.07	0.0619	1249	88.40	0.0614
30	1: 2.33	1233	86.41	0.0600	1239	85.99	0.0597	1245	85.59	0.0594	1250	85.23	0.0592	1260	84.56	0.0587
31	1: 2.23	1243	83.48	0.0580	1249	83.06	0.0577	1255	82.66	0.0574	1261	82.03	0.0570	1271	81.63	0.0567
32	1: 2.13	1252	80.01	0.0556	1259	79.59	0.0553	1265	79.19	0.0550	1271	78.83	0.0547	1282	78.16	0.0543
33	1: 2.03	1262	76.81	0.0533	1269	76.39	0.0530	1276	75.99	0.0528	1282	75.63	0.0525	1293	74.96	0.0520
34	1: 1.94	1272	73.93	0.0513	1280	73.51	0.0510	1287	73.11	0.0508	1293	72.75	0.0505	1305	72.08	0.0500
35	1: 1.86	1283	71.73	0.0496	1290	70.95	0.0493	1298	70.55	0.0490	1304	70.19	0.0487	1317	69.52	0.0483
36	1: 1.78	1293	68.81	0.0478	1301	68.39	0.0475	1309	67.99	0.0472	1316	67.63	0.0470	1329	66.96	0.0465
37	1: 1.70	1303	66.25	0.0460	1312	65.83	0.0457	1320	65.43	0.0454	1328	65.07	0.0452	1341	64.40	0.0447
38	1: 1.63	1315	64.01	0.0445	1323	63.59	0.0442	1332	63.19	0.0439	1340	62.83	0.0436	1354	62.16	0.0432
39	1: 1.56	1325	61.77	0.0429	1335	61.35	0.0426	1343	60.95	0.0423	1351	60.59	0.0421	1366	59.92	0.0416
40	1: 1.50	1337	59.85	0.0416	1346	59.43	0.0413	1355	59.03	0.0410	1363	58.67	0.0407	1379	58.00	0.0403
41	1: 1.44	1348	57.93	0.0402	1358	57.51	0.0399	1367	57.11	0.0397	1376	56.75	0.0394	1392	56.08	0.0389
42	1: 1.38	1360	56.01	0.0389	1370	55.59	0.0386	1380	55.19	0.0383	1389	54.83	0.0381	1406	54.16	0.0376
43	1: 1.33	1371	54.41	0.0378	1382	53.99	0.0375	1392	53.59	0.0372	1402	53.23	0.0370	1420	52.56	0.0365
44	1: 1.27	1383	52.49	0.0365	1394	52.07	0.0362	1405	51.67	0.0359	1415	51.31	0.0356	1434	50.64	0.0352
45	1: 1.22	1395	50.89	0.0353	1407	50.47	0.0350	1418	50.07	0.0348	1429	49.71	0.0345	1448	49.04	0.0341
46	1: 1.17	1408	49.29	0.0342	1420	48.87	0.0339	1431	48.47	0.0337	1443	48.11	0.0334	1463	47.44	0.0329
47	1: 1.13	142	48.01	0.0333	1433	47.59	0.0330	1445	47.19	0.0328	1457	46.83	0.0325	1477	46.16	0.0321
48	1: 1.08	1433	46.41	0.0322	1446	54.99	0.0319	1459	45.59	0.0317	1471	45.23	0.0314	1493	44.56	0.0309
49	1: 1.04	1446	45.13	0.0313	1460	44.71	0.0310	1473	44.13	0.0308	1485	43.95	0.0305	1508	43.28	0.0301
50	1: 1.00	1459	43.85	0.0305	1474	43.43	0.0302	1487	4.03	0.0299	1500	42.67	0.0296	1524	42.00	0.0292
52	1: 0.92	1487	41.29	0.0287	1502	40.87	0.0284	1517	40.47	0.0201	1531	40.11	0.0279	1556	39.44	0.0274
54	1: 0.85	1515	39.05	0.0271	1532	38.63	0.0268	1548	38.23	0.0265	1563	37.87	0.0263	1590	37.20	0.0258
56	1: 0.79	1545	37.13	0.0258	1563	36.71	0.0255	1580	36.31	0.0252	1596	35.95	0.0250	1626	35.28	0.0245
58	1: 0.72	1575	34.89	0.0242	1595	34.47	0.0239	1613	34.07	0.0237	1631	33.71	0.0234	1663	33.04	0.0229

60	1: 0.67	1607	33.29	0.0231	1628	32.87	0.0228	1648	32.47	0.0225	1667	32.11	0.0223	1702	31.44	0.0218
62	1: 0.61	1640	31.37	0.0218	1663	30.95	0.0215	1684	30.55	0.0212	1705	30.19	0.0210	1743	29.52	0.0205
64	1: 0.56	1675	29.77	0.0207	1699	29.35	0.0204	1722	28.95	0.0201	1745	28.59	0.0199	1786	27.92	0.0194
66	1: 0.52	1711	28.49	0.0198	1737	28.07	0.0295	1762	27.67	0.0192	1786	27.31	0.0190	1831	26.64	0.0185
68	1: 0.47	1749	26.89	0.0187	1777	26.47	0.0184	1803	26.67	0.0181	1830	25.71	0.0179	1878	25.04	0.0174

Gravedad Especifica en ft ³ x Ton.		3.4 9.41			3.8 8.42			4.2 7.62			4.6 6.96			5.0 6.40		
% Sólidos	Sólidos en Solución	Gravedad Especifica	Volumen Total	Factor de Agitación	Gravedad Especifica	Volumen Total	Factor de Agitación	Gravedad Especifica	Volumen Total	Factor de Agitación	Gravedad Especifica	Volumen Total	Factor de Agitación	Gravedad Especifica	Volumen Total	Factor de Agitación
5	1: 19.00	1037	617.41	0.4288	1038	616.42	0.4280	1040	615.62	0.4275	1041	614.96	0.4270	1042	614.40	0.4267
6	1: 15.67	1044	510.85	0.3547	1046	509.86	0.3541	1048	509.06	0.3535	1049	508.40	0.3531	1050	507.84	0.3527
7	1: 13.29	1052	434.69	0.3019	1054	433.70	0.3012	1056	432.90	0.3006	1058	432.24	0.3002	1059	431.68	0.2998
8	1: 11.50	1060	377.43	0.2621	1063	376.42	0.2614	1065	375.62	0.2608	1067	273.96	0.2604	1068	374.40	0.2600
9	1: 10.11	1068	332.93	0.2312	1071	331.94	0.2305	1074	331.14	0.2300	1076	330.48	0.2295	1078	329.92	0.2291
10	1: 9.00	1076	297.41	0.265	1080	296.42	0.2058	1082	295.62	0.2053	1085	294.96	0.2048	1087	294.40	0.2044
11	1: 8.09	1084	268.29	0.1863	1088	267.30	0.1856	1091	266.50	0.1851	1094	265.84	0.1846	1096	265.28	0.1842
12	1: 7.33	1093	243.97	0.1694	1097	247.98	0.1687	1101	242.18	0.1682	1104	241.52	0.1677	1106	240.96	0.1673
13	1: 6.69	1101	223.49	0.1552	1106	222.50	0.1545	1110	221.70	0.1540	1113	221.04	0.1535	1116	220.48	0.1531
14	1: 6.14	1110	205.89	0.1430	1115	204.90	0.1423	1119	204.10	0.1417	1123	203.44	0.1413	1126	202.88	0.1409
15	1: 5.67	1118	190.85	0.1325	1124	189.86	0.1318	1129	189.06	0.1313	1133	188.40	0.1308	1136	187.84	0.1304
16	1: 5.25	1127	177.41	0.1232	1134	176.42	0.1225	1139	175.02	0.1220	1143	174.96	0.1215	1147	174.40	0.1211
17	1: 4.88	1136	165.57	0.1150	1143	164.58	0.1143	1149	163.78	0.1137	1153	163.12	0.1133	1157	162.56	0.1129
18	1: 4.56	1146	155.33	0.1079	1153	154.34	0.1072	1159	153.54	0.1066	1164	152.88	0.1062	1168	152.32	0.1058
19	1: 4.26	1155	145.73	0.1012	1163	144.74	0.1005	1169	143.94	0.1000	1175	143.28	0.0995	1179	142.72	0.0991
20	1: 4.00	1164	137.41	0.0954	1173	136.42	0.0947	1180	135.62	0.0942	1186	134.96	0.0937	1190	134.40	0.0933
21	1: 3.76	1174	129.73	0.0901	1183	128.74	0.0894	1190	127.94	0.0888	1197	127.28	0.0884	1202	126.72	0.0880
22	1: 3.55	1184	123.01	0.0854	1193	122.02	0.0847	1201	121.22	0.0842	1208	120.56	0.0837	1214	120.00	0.0833
23	1: 3.35	1194	116.61	0.0810	1204	115.62	0.0803	1212	114.82	0.0797	1220	114.16	0.0793	1225	113.60	0.0789
24	1: 3.17	1204	110.85	0.0770	1215	109.86	0.0763	1224	109.06	0.0757	1231	108.40	0.0753	1238	107.84	0.0749
25	1: 3.00	1214	105.41	0.0732	1226	104.42	0.0725	1235	103.62	0.0720	1243	102.96	0.0715	1250	102.40	0.0711
26	1: 2.85	1225	100.61	0.0699	1237	99.62	0.0692	1247	98.82	0.0686	1255	98.16	0.0682	1263	97.60	0.0678

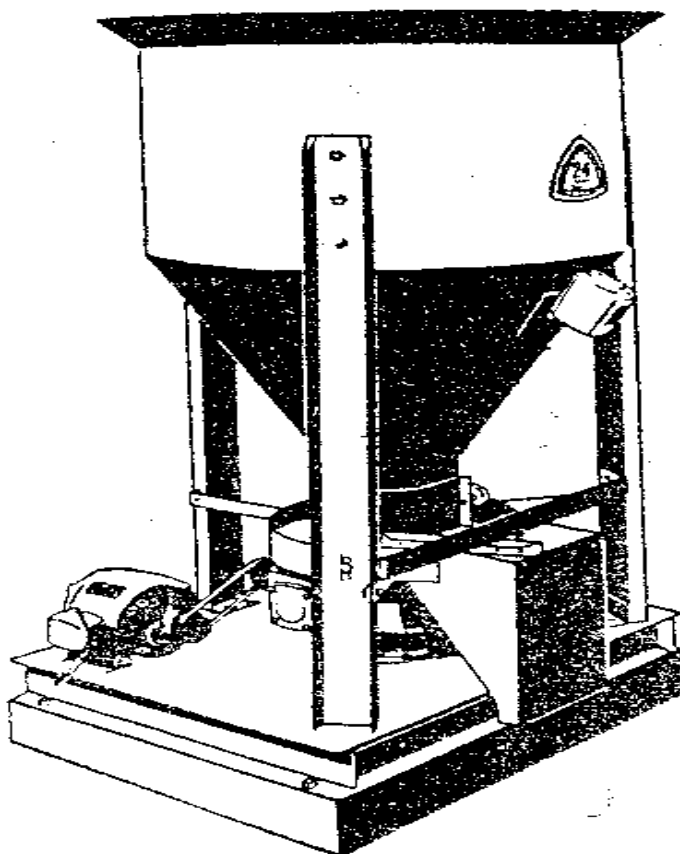
27	1: 2.70	1235	95.81	0.0665	1248	94.82	0.0658	1259	94.02	0.0652	1268	93.36	0.0648	1279	92.80	0.0644
28	1: 2.57	1246	91.65	0.0636	1260	90.66	0.0630	1271	89.86	0.0624	1281	89.20	0.0619	1289	88.64	0.0616
29	1: 2.45	1257	87.81	0.0610	1272	86.82	0.0603	1284	86.02	0.0597	1294	85.36	0.0593	1302	84.80	0.0589
30	1: 2.33	1269	83.97	0.0583	1284	82.98	0.0576	1296	82.18	0.0571	1307	81.52	0.0566	1316	80.96	0.0562
31	1: 2.23	1280	80.77	0.0561	1296	79.78	0.0554	1309	78.98	0.0548	1320	78.32	0.0544	1330	77.76	0.0540
32	1: 2.13	1292	77.57	0.0539	1309	76.58	0.0532	1322	75.78	0.0526	1334	75.12	0.0522	1344	74.56	0.0518
33	1: 2.03	1304	74.37	0.0516	1321	73.38	0.0510	1336	72.58	0.0504	1348	71.92	0.0499	1359	71.36	0.0496
34	1: 1.94	1316	71.49	0.0496	1334	70.50	0.0490	1350	69.70	0.0484	1363	69.04	0.0479	1374	68.48	0.0476
35	1: 1.86	1328	68.93	0.0479	1348	67.94	0.0472	1364	67.14	0.0466	1377	66.48	0.0462	1380	65.92	0.0458
36	1: 1.78	1341	66.37	0.0461	1361	65.38	0.0454	1378	64.58	0.0448	1392	63.92	0.0444	1404	63.36	0.0440
37	1: 1.70	1354	63.81	0.0443	1375	62.82	0.0436	1393	62.02	0.0431	1408	61.36	0.0426	1420	60.80	0.0422
38	1: 1.63	1367	61.57	0.0428	1389	60.58	0.0421	1408	59.78	0.0415	1423	59.12	0.0411	1437	58.56	0.0407
39	1: 1.56	1380	59.33	0.0412	1403	58.34	0.0405	1423	57.54	0.0400	1439	56.88	0.0395	1453	56.32	0.0391
40	1: 1.50	1393	57.41	0.0399	1418	56.42	0.0392	1438	55.62	0.0385	1456	54.96	0.0382	1471	54.40	0.0378
41	1: 1.44	1407	55.49	0.0385	1433	54.50	0.0378	1454	53.70	0.0373	1472	53.04	0.0368	1488	52.48	0.0364
42	1: 1.38	1421	53.97	0.0372	1448	52.58	0.0365	1471	51.78	0.0360	1490	51.12	0.0355	1506	50.56	0.0351
43	1: 1.33	1436	51.97	0.0361	1464	50.98	0.0354	1487	50.18	0.0348	1507	49.52	0.0344	1524	48.96	0.0340
44	1: 1.27	1451	50.05	0.0348	1480	49.06	0.0341	1504	48.26	0.0335	1525	47.60	0.0330	1543	47.04	0.0327
45	1: 1.22	1466	48.45	0.0336	1496	47.46	0.0330	1522	46.66	0.0324	1544	46.00	0.0319	1563	45.44	0.0316
46	1: 1.17	1481	46.85	0.0325	1513	45.86	0.0318	1540	45.06	0.0313	1563	44.40	0.0308	1582	43.84	0.0304
47	1: 1.13	1496	45.57	0.0316	1530	44.58	0.0310	1558	43.78	0.0304	1582	43.12	0.0299	1603	42.56	0.0296
48	1: 1.08	1512	43.97	0.0305	1547	42.98	0.0298	1577	42.18	0.0293	1602	41.52	0.0288	1623	40.96	0.0284
49	1: 1.04	1529	42.69	0.0296	1565	41.70	0.0290	1596	40.90	0.0284	162	40.24	0.0279	1645	39.68	0.0276
50	1: 1.00	1545	41.41	0.0288	1583	40.42	0.0281	1615	39.62	0.0275	1643	38.95	0.0271	1667	38.40	0.0267
52	1: 0.92	1580	38.85	0.0270	1621	37.86	0.0263	1656	37.06	0.0257	1686	36.40	0.0253	1712	35.84	0.0249
54	1: 0.85	1616	36.61	0.0254	1661	35.62	0.0247	1699	34.82	0.0242	1732	34.16	0.0237	1761	33.60	0.0233
56	1: 0.79	1654	34.69	0.0241	1703	33.70	0.0234	1744	32.90	0.0228	1780	32.24	0.0224	1812	31.68	0.0220
58	1: 0.72	1693	32.45	0.0225	1746	31.46	0.0218	1792	30.66	0.0213	1831	30.00	0.0208	1866	29.44	0.0204
60	1: 0.67	1735	30.85	0.0214	1792	29.86	0.0207	1842	29.06	0.0202	1885	28.40	0.0197	1923	27.84	0.0193
62	1: 0.61	1778	28.93	0.0201	1841	27.94	0.0194	1895	27.14	0.0188	1943	26.48	0.0184	1984	25.92	0.0180
64	1: 0.56	1824	27.33	0.0190	1892	26.34	0.0183	1952	25.54	0.0177	2003	24.88	0.0173	2049	24.32	0.0169
66	1: 0.52	1872	26.05	0.0181	1947	25.06	0.0174	2011	24.26	0.0168	2068	23.60	0.0164	2119	23.04	0.0160
68	1: 0.47	1923	24.45	0.0170	2004	23.46	0.0163	2075	22.66	0.0152	2138	22.00	0.0153	2193	21.44	0.0149

INSTALACIÓN DE UN ACONDICIONADOR



ALIMENTADOR DE REACTIVOS LIQUIDOS (DENVER)

Los reactivos secos se agregan con un tipo de alimentador. El desprendimiento suave de los sólidos está garantizado por el fondo cónico del alimentador y un aparato vibrador fijado



Super Agitador Denver (Denver)

HIDROCICLONES:

Una Planta Concentradora utiliza, método de flotación para recuperar el Cobre y Plata del mineral que procesa, consta de las siguientes secciones:

Chancado, molienda, flotación, espesamiento y filtrado.

La sección de molienda consta de dos circuitos (A y B), ambos similares; el circuito B trabaja en circuito cerrado con dos molinos y once hidrociclones (cuatro hidrociclones en molienda primaria) y siete en molienda secundaria, teniendo esta sección por objeto fundamental liberar el mineral en forma adecuada para poder proceder a su concentración y la sección de flotación y para esto es necesario reducir su tamaño desde dimensiones iniciales de 3351,31u hasta un producto de 228u, siendo importante la ayuda que nos brindan los hidrociclones en la clasificación de las partículas.

El Hidrociclón es un tubo cónico - cilíndrico con un orificio de alimentación tangencial y dos orificios axiales de descargar, siendo los productos obtenidos; rebalse (Overplow) son las partículas finas y la descarga (Underplow) son las partículas gruesas.

Disminuir la carga circulante en molienda primaria mediante la inclinación de ciclones.

OBJETIVO ESPECÍFICO:

Mejorar la eficiencia de clasificación.

Disminución significativa de la carga circulante.

Aumento del tiempo de vida del impulsor de la bomba debido al menor % de carga circulante.

METODOLOGÍA DE TRABAJO

Reconocimiento Del área de molienda

Medición y toma de datos de los molinos, hidrociclones, bombas, motores y tuberías utilizadas en esta área.

Determinación de los puntos de muestreo en el circuito de molienda

Procesamiento y análisis de datos obtenidos en el muestreo

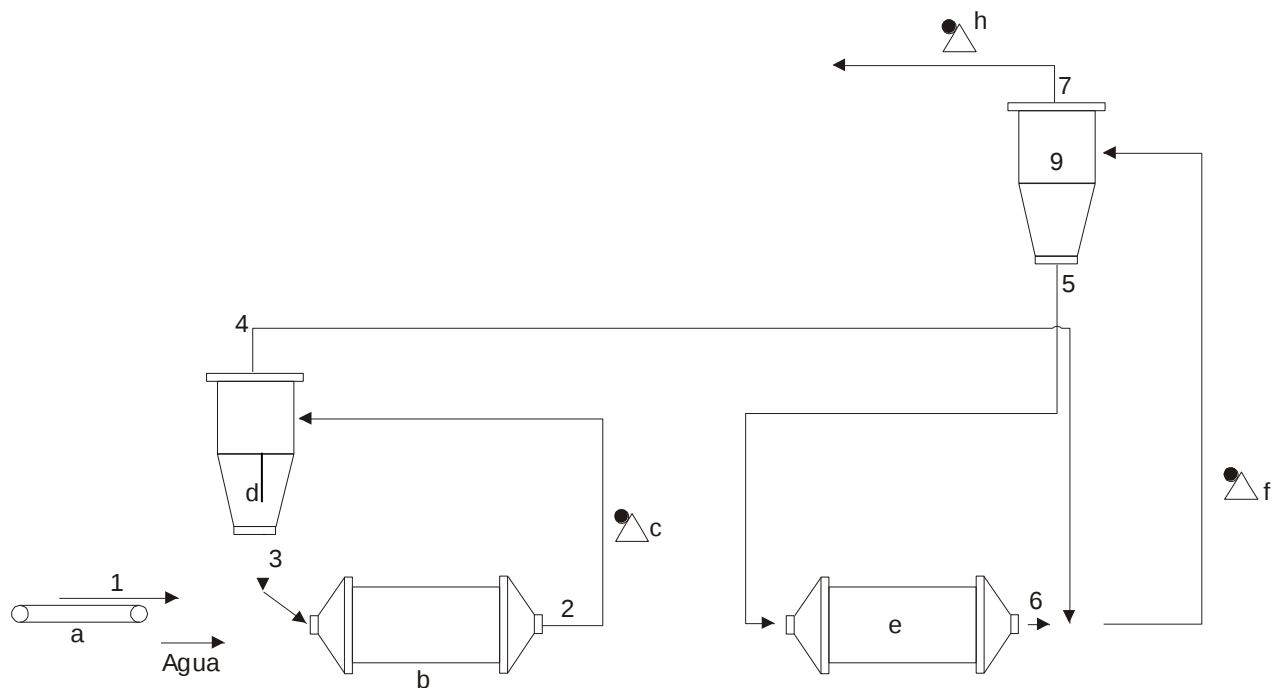
Análisis de las variables y la eficiencia de los hidrociclones que trabajan en molienda primaria..

Determinar el ángulo de inclinación de los hidrociclones que trabajan en molienda primaria.

Prueba en el Circuito de molienda con los hidrociclones inclinados..

Evaluación y comparación con los resultados obtenidos.

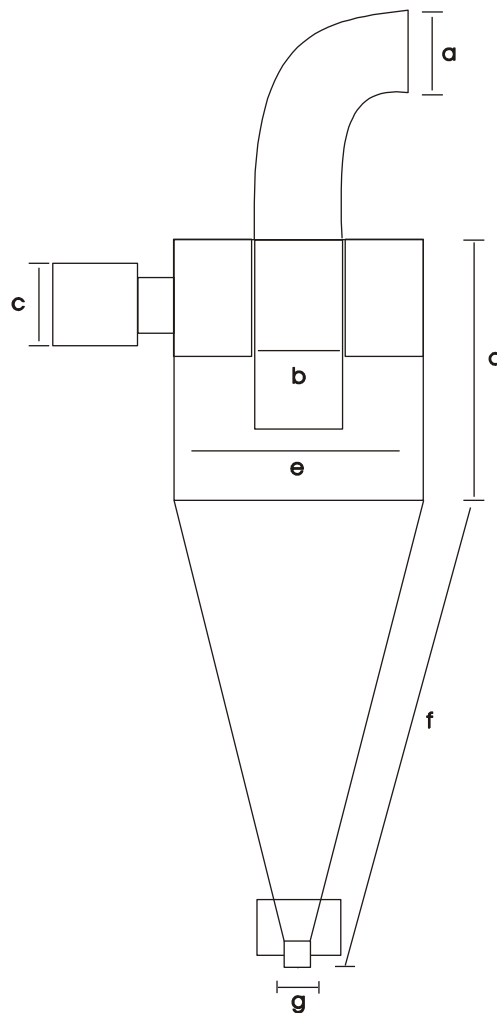
CIRCUITO DE MOLIENDA



DESCRIPCIÓN:

Faja Transportadora (36'x483')
 Molino de Bolas Primario MARCY DE 14'0x18'
 f x h Bombas ASH CD - 12 - 60
 Batería de Ciclones D - 20"
 Molino de bolas Secundario MARCY DE 14'0x18'
 Batería de Ciclones D - 15"
 1,2,3,4,5,6 y 7 Puntos de muestreo

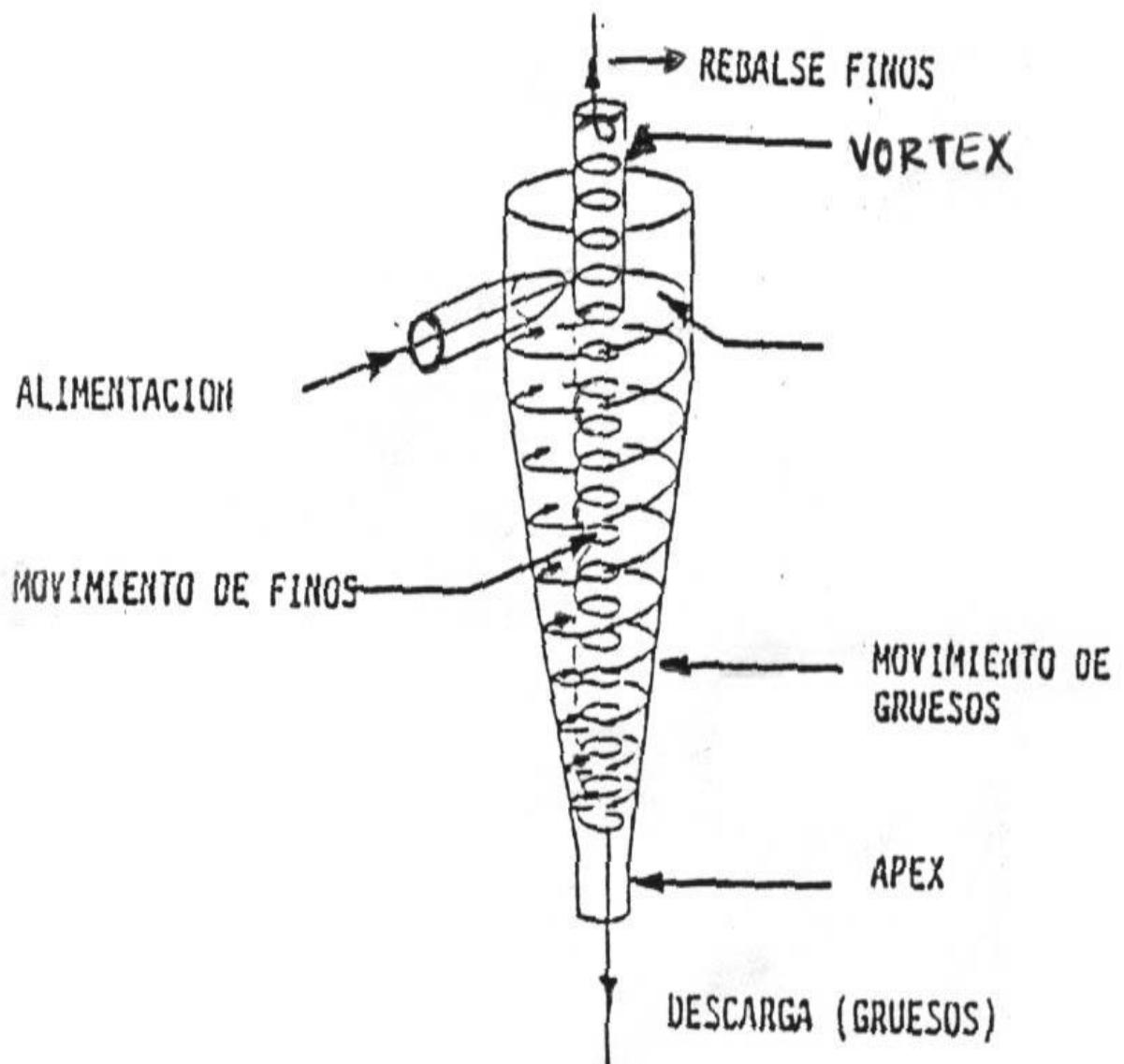
HIDROCICLON UTILIZADO EN MOLIENDA SECUNDARIA



Tubería de Rebose: 6'' 0
 Vortex : 5 ¼'' 0

Tubería de alimentación : 5" 0
Sección Cilíndrica : 26"
Diámetro del Hidrociclón : 26" 0
Sección cónica : 32"
APEX : 2 ½"

PRINCIPIO DE ACCIÓN DE UN HIDROCICLÓN



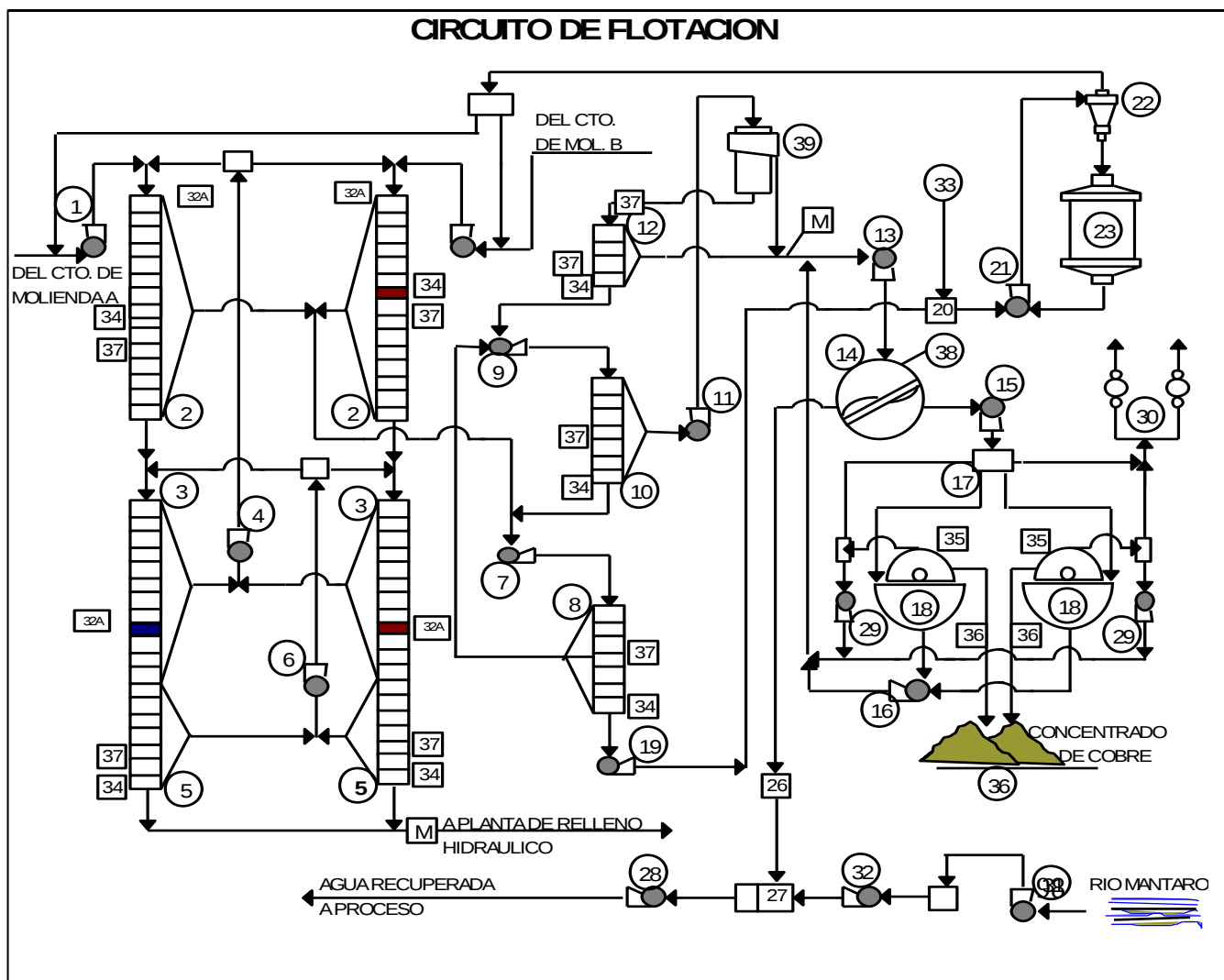
La clasificación utilizando un fluido, como ocurre en un hidrociclón, se basa principalmente en la velocidad relativa que adquieren las partículas al moverse en un fluido cuando están sometidas a una fuerza exterior.

En el hidrociclón la fuerza de campo es producida por la rotación del fluido, la fuerza centrífuga tiene su origen en la entrada tangencial de estos equipos.

La entrada Tangencial de la suspensión produce en el hidrociclón un movimiento de vértice en tres dimensiones, el movimiento radial está dirigido al eje en todo el equipo.

El movimiento axial es positivo (hacia el VORTEX) cerca del eje y negativo (hacia el APEX) en la cercanías de las paredes cilíndricas y cónicas.

DIAGRAMAS DE FLUJO O FLOO SHET

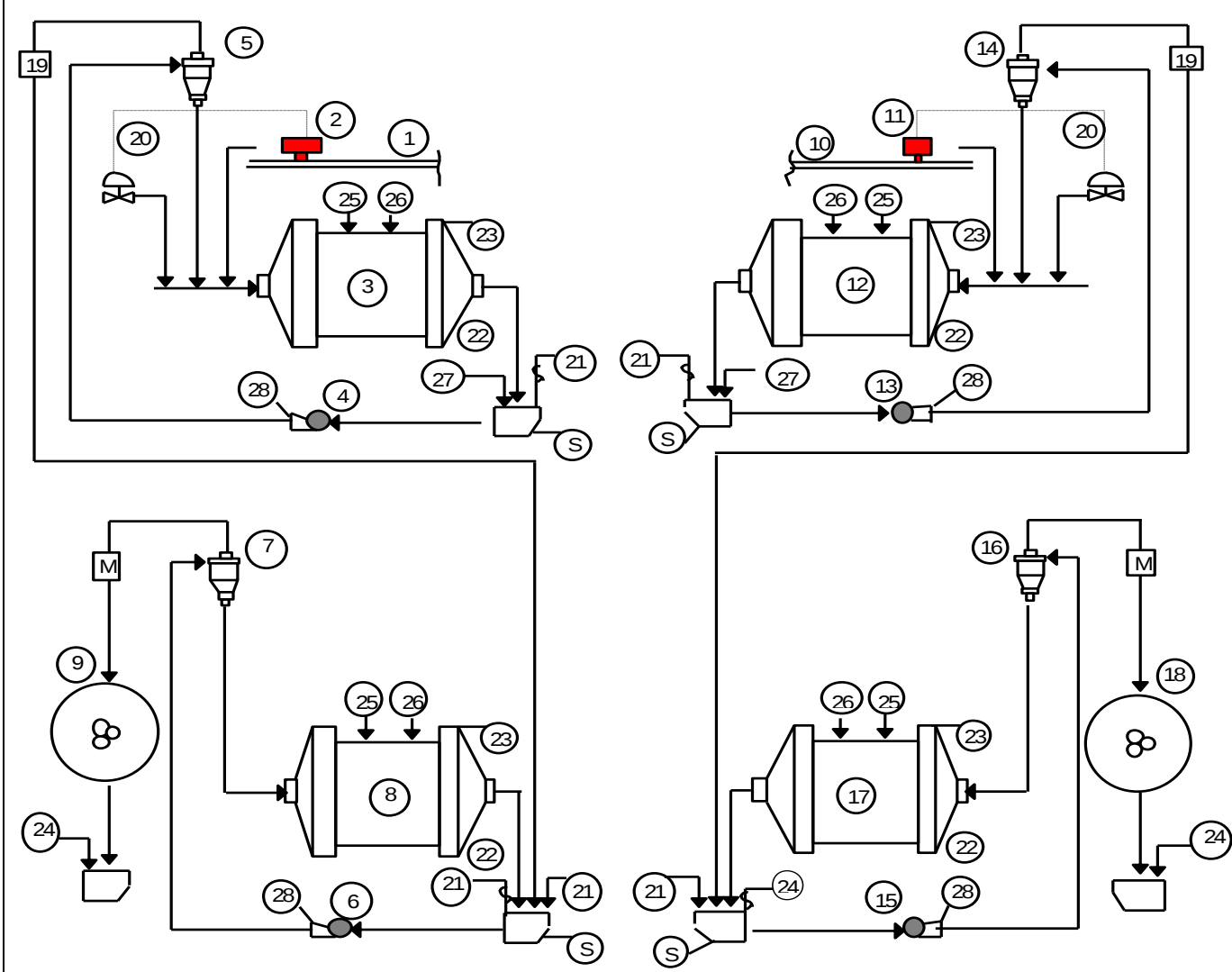


CIRCUITO DE MOLIENDA

The diagram illustrates a grinding circuit (CIRCUITO DE MOLIENDA) with four parallel processing units. Each unit consists of a ball mill (3, 12, 8, 17) and a classifier (21, 22, 23). The circuit includes various components like pumps (5, 14), valves (20), and motors (M). The flow is indicated by arrows and numbered points (1-28).

- Unit 1 (Top Left):** Features a ball mill (3) and a classifier (21, 22, 23). It includes a pump (5) and a valve (20). The flow is indicated by arrows and numbered points (1-28).
- Unit 2 (Top Right):** Features a ball mill (12) and a classifier (21, 22, 23). It includes a pump (14) and a valve (20). The flow is indicated by arrows and numbered points (10-28).
- Unit 3 (Bottom Left):** Features a ball mill (8) and a classifier (21, 22, 23). It includes a motor (M) and a valve (24). The flow is indicated by arrows and numbered points (7-28).
- Unit 4 (Bottom Right):** Features a ball mill (17) and a classifier (21, 22, 23). It includes a motor (M) and a valve (24). The flow is indicated by arrows and numbered points (15-28).

CIRCUITO DE MOLIENDA



2.- SECCION ESPESADO:

a) **ESPESADORES.**- son tanques cilíndricos dotados de un mecanismo especial de arrastre a baja velocidad, que su finalidad es orientar al centro que es la salida del mineral sedimentado, cuya capacidad debe estar, tal que el tiempo requerido para llenarlo este relacionado con la velocidad de asentamiento del sólido de la pulpa.

La finalidad de ésta etapa en el proceso de concentración es el de disminuir el contenido de agua en los concentrados provenientes de la flotación y de otros tipos de concentración.

Se observará 2 niveles diferentes así como:

1.- En el nivel superior alcanzado por la pulpa será de densidad mínima ó menos cantidad de partículas sólidas. Si se desea un Overflow libre de sólidos debe estar situada la descarga de pulpa debajo del nivel de salida del Overflow.

2.- El extracto de la pulpa de densidad mayor se situará en la parte inferior del tanque y se descargará por el fondo del recipiente constituyendo el Underflow con una densidad determinada.

b) METODOS DE CALCULOS DE ESPESADORES

Para lo cual es importante determinar:

1.- **Tamaño de Partícula.**- Mediante el concepto de Diámetro equivalente. Según:

$$Peso = pesospecifico \times 1/6 \pi d_{eq}^3$$

$$d_{eq} = \sqrt[3]{\frac{6 \times peso}{PesoEspecif. \times \pi}} = \sqrt[3]{\frac{6 \times 1}{5.4 \times 3.1416}} = 0.70 mm.$$

Donde: P = Peso (se peso 1 gr de muestra)

Pe = Peso específico (5.6)

2.- Cálculo de la VELOCIDAD DE SEDIMENTACIÓN LIBRE.- A la cual se puede calcular teóricamente (La velocidad de sedimentación) basándonos en la características propias del material que se trata de acuerdo a la ley de STOKES, la formula para hallar la velocidad de sedimentación libre es:

$$V = \frac{2g(D_s - D_l)r^2}{9n}$$

Donde: V = Es la velocidad de caída libre

g = Gravedad de aceleración

D_s = es la densidad de las partículas en gr/m³ = 5.4

D_l = Es la densidad del líquido en gr/m³ = 1.0

R = Es el radio de las partículas en cm.

n = es la viscosidad del medio en gr/cm. seg.

En forma experimental la velocidad con que cae la partícula se determina dividiendo a la altura de caída (en cm) por el tiempo de caída en seg., con estos datos, queda determinado su tamaño.

3) Cálculo de Espesadores.- Existen tres métodos o pruebas para el cálculo de las dimensiones del espesador, entre estos se tiene.

- a) Método de Coe y Clevenger
- b) Método de Talmaje y fitch
- c) Método de Mon Crieff.

Estos métodos son teóricos y se caracterizan por su minuciosidad en cuanto a la variedad de pruebas que se realizan.

El área Unitario es determinado para variar diluciones usando cualquiera de las formulas de los métodos específicos y son:

a.- COE Y CLEVANGER:

$$A = \frac{1/C_1 - 1/C_u}{v}$$

Donde: A = Área Unitaria del espesador ($\text{m}^2/\text{TM}/\text{día}$)

C1 = Concentración de sólidos de la pulpa (TM de sólidos/ m^3 de pulpa)

Cu = Concentración de sólidos del underflow (TM/ m^3)

V = Velocidad de asentamiento (m/seg).

b) TALMAJE Y FITCH:

$$A = \frac{Tu}{Ho \times Co}$$

Donde : A = Area Unitaria del espesador ($\text{m}^2/\text{TM}/\text{día}$)

Tu = Tiempo correspondiente a la dilución de underflow considerado en minutos.

Ho = Altura de pulpa original (cm)

Co = Concentración original de sólido TM/ m^3

Esta es la mas recomendable y nos da directamente el área unitaria máxima para una pulpa original constante.

Ejemplo: de aplicación del método Talmaje y Fitch

Considerando varios tiempos de dilución: Reemplazando por sus valores

$$T5' = 3.47 \times 10^{-3} \text{ días} \quad A5' = 3.13 \text{ m}^2/\text{TM}/\text{día}$$

$$T10' = 6.94 \times 10^{-3} \text{ días} \quad A10' = 6.25 \text{ m}^2/\text{TM}/\text{día}$$

$$T15' = 10.42 \times 10^{-3} \text{ días} \quad A15' = 9.38 \text{ m}^2/\text{TM}/\text{día}$$

$$T20' = 13.89 \times 10^{-3} \text{ días} \quad A20' = 12.51 \text{ m}^2/\text{TM}/\text{día}$$

Considerando a Tu = 20 minutos, como el tiempo máximo para conseguir una pulpa con 65% de sólidos, para lo cual el área unitaria máxima para este tiempo es de $1.51 \text{ m}^2/\text{TM}/\text{día}$.

$$\begin{aligned} \text{El área total} &= (\text{Considerando el flujo diario}) = 20.95 \text{ TM}/\text{día} \\ &= 2.51 \times 20.95 = 262.08 \text{ m}^2 \end{aligned}$$

Diámetro = 18.3 metros ó 60 pies.

c) Método Práctico de la DENVER (Mon Crieff):

$$A = \frac{F - D}{R.S} \times 1.333$$

S = Grav espec. del agua = 1

Donde: R = Velocidad de sedimentación (ft/h) para esto se tomará las velocidades máximas de asentamiento (7.5 cm/mint) ó (14.567 ft/h)

F = Dilución del alimento considerando: Peso del agua/peso de sólidos, con 3 gr/Lt: 332.333

D = Dilución final del underflow considerando: Peso de agua/peso de sólidos, asumiendo el 65% de sólidos (0.54)

Reemplazando por sus valores se tiene:

$$A = \frac{332.33 - 0.54}{14.567.1} \times 1.333 = 30.36 \text{ ft}$$

Considerando un factor de seguridad de 25% adicional = 37.95 ft²

Si el flujo diario es = 23.1 TC/día

Área total = 23.1 x 37.95 = 876.645 ft²/TC/día

Otra Aplicación Práctica: Se toma muestra de la descarga de los filtros un concentrado bulk, se determina directamente la densidad de pulpa por medio de la balanza Tipo Mercy que arrojo = a 1,800 Gr/Lt. para hallar “D” se recurre a la formula de gravedad específica de pulpa (ó % de sólidos)

$$A = \frac{S'}{S'-1} \times \frac{S-1}{S} \times 100$$

Donde: S' = Gravedad específica del mineral (4.5)

S = Gravedad específica de la pulpa (1.8)

$$A = \frac{4.5}{4.5-1} \times \frac{1,800-1}{1,800} \times 100 = 57.15\% \text{ de Sólidos}$$

Por tanto: $r = 57.15\% \text{ de sólidos} / 42.855 \text{ de líquido} = 1.33$

$D = 1.33/1$ como casi aproximado están a 505 des/L el
valor de

$$D = 1/1 \text{ (1 a 1)}$$

3.- SECCION FILTRADO:

a) DEFINICIÓN.- La filtración tiene por objeto separar de la mezcla heterogénea el líquido (agua) de las partículas sólidas por medio filtrantes, que pueden ser o tener diferentes formas de filtrado. Así se puede hacer:

1.- Filtración Natural.- usando las cochas por medio de yutes en el lapso de varios días.

2.- Filtración por medios Mecánicos.- Usando los filtros tipo Tambor de discos que operan con sistema de vacío, cuya operación pasa por la siguiente etapas: Alimentación, filtrado-Lavado-Descargue.

La alimentación a los filtros se efectúa de los respectivos espesadores en donde se ha eliminado una parte del líquido de los concentrados finales donde se llega hasta un 505 de humedad, en los filtros se llega a reducir hasta un 10% de humedad, que es el límite permisible de venta de los concentrados.

b). SELECCIÓN DE FILTRO Y ACCESORIOS.

1.- Filtros de Discos.- Los catálogos de la Denver dan las especificaciones siguientes:

- Capacidad Promedio.- de 300 Lb/ft³ por 24 horas de operación para pulpas de concentrados par filtros de disco, dándole un margen de seguridad de 20% con respecto a la alimentación.
- Cálculo del Área Filtrante.- Para la correspondiente selección se tiene:

$$HP = \frac{144}{33,000} \times \frac{n}{n-1} P_2 V_2 \left[\left(\frac{P_1}{P_2} \right)^{\frac{n-1}{n}} - 1 \right]$$

Donde : P_2 = Presión absoluta del vacío producido en Lb/pulg² 1 gr de muestra.

P_1 = Presión atmosférica

V_2 = volumen de gas correspondiente a P_2 en ft³/mint.

n = constante que varía entre 1.15 a 1.2 en la práctica se toma 1.2

Además según el Catálogo de la Denver se tiene que para cada 1 ft³ de área filtrante se necesita 0.2 ft³/mint de aire.

Ejemplo: seleccionar el tipo de filtro de Disco y la Potencia de la bomba de vacío para una alimentación de 15 TC/24 h de concentrado.

Sol: Alimentación = 15 TC + 20% de seguridad = 15 + 15x0.2
= 15 + 3 = 18 TC/día

capacidad Promedio = 300 Lb/ft³ x 24 h.

$$\text{Cálculo del Área filtrante} = \frac{18TC \times 2000Lb / TC}{300Lb / ft^3} = 120 ft^3$$

De acuerdo al catálogo se tiene que un filtrado de 4 discos por 4 ft de diámetro tiene 120 ft³ de área filtrante con un motor de 2.5 HP.

- Sistema de Vacío.- Cálculo de promedio de vacío-presión de trabajo del motor es 20 pulg de mercurio (P).

Para cada ft³ de área filtrante se necesita 0.2 ft/min de aire.

$$= \frac{120 ft^3 \times 0.2 ft^3 / mint}{1 ft^3} = 24 ft^3 / min \text{ de aire}$$

- Cálculo de P_2 para un vacío de 20 pulg. de Hg. siendo P_1 presión atmosférica igual a 29.9 pulg de Hg, cuyo factor de conversión a Psi es de 0.49 por tanto tenemos:

$$P_2 = (29.9 - 20.0) 0.49 = 4.85 \text{ Psi.}$$

- El Volumen de aire será:

$$V_2 = \frac{14.7 \text{ Psi} \times 24 \text{ ft}^3 / \text{min} t}{4.85 \text{ Psi}} = 72.74 \text{ ft}^3 / \text{min} t$$

- La Potencia de bomba será:

$$HP = \frac{144}{33,000} \times \frac{1.2}{1.2-1} 4.85 \times 72.7 \left[\left(\frac{14.7}{4.85} \right)^{\frac{1.2-1}{1.2}} - 1 \right] = 4.45 HP$$

2.- Filtros Rotatorios (GOOD) OLIVER.- Muy utilizados para filtrar concentrados de Zinc, son filtros de Tambor rotatorios, siendo el más común y difundida la marca Oliver. La capacidad promedio es de 300 Lb/ft² a 600 Lb/ft² por 24 horas, asumiendo el promedio de la capacidad = 450 Lb/ft².

Ejemplos: calcular el tamaño de filtro tambor rotatorio para filtrar: 27.85 TC de alimentación de concentrado de zinc en 24 horas.

Sol:

$$\text{Área filtrante} = \frac{27.85 TC \times 2,000 \text{ Lb} / TC}{450 \text{ Lb} / \text{ft}^2} = 123.82 \text{ ft}^2$$

En los catálogos en base al área se busca para: 123.85 ft²/min; 5.33 ft de diámetro y 8 ft de longitud.

$$\text{Longitud Circundante : } L = 2 \text{ Pi } r = 2 \times 3.1416 \times 2.66 = 16.75 \text{ ft}$$

$$\text{Comprobando : } A_f = 8 \times 16.73 = 134 \text{ ft}^2$$

NOTA: Para los cálculos respectivos en la sección de espesado y filtrado se tomará en cuenta que cada 3 a 4 horas por día el concentrado es bombeado hacia los filtros y se debe de considerar los siguientes datos.

$$\text{Flujo} = 30 \text{ Lt/min} t \text{ (pulg)}$$

$$\text{Densidad} = 1.8 \text{ gr/Lt}$$

$$\% \text{ de sólidos} = 60\%$$

$$\% \text{ de agua} = 40\%$$

% de agua en el concentrado final # %.

- Cantidad de Pulpa Bombeada al filtro:

$$30 \text{ L7/mint} \times 60 \text{ mint/h} \times 3.5 \text{ h/día} = 6,300 \text{ Lt/día}$$

$$\frac{6,300 \text{ Lt} / \text{día} \times 1.8 \text{ gr} / \text{Lt}}{(907,180 \text{ gr} / \text{TC})} = 12.70 \text{ TC} / \text{día}$$

- Cantidad de Mineral y Agua en el Producto Filtrado del Filtro.

a) La cantidad de mineral es la misma que ingresa = 4.23TC

b) Cantidad de agua en el queque del concentrado, si su humedad es de 3% y el resto será de sólidos (97%)

$$\frac{4.23 \text{ TC} / \text{día} \times 3\%}{97\%} = 0.131 \text{ Ton de agua en el queque}$$

- c) Cantidad de mineral y agua bombeada al filtro:

$$\frac{12.7 \times 40\%}{60\%} = 8.47 \text{ Ton de agua}$$

$$12.7 - 8.47 = 4.23 \text{ TC de mineral.}$$

- d) Cantidad de agua del filtro:

$$8.47 \text{ Tn/día} - 0.131 \text{ Tn/día} = 8.34 \text{ Tn/día de agua en el filtro}$$

DENVER DISC FILTERS

Machine *-Size Disc		+Capacity Tns Per 24 hrs.	Filter Area Sq.Ft	Dimensions			H.P. Without Vac. Equip.	Approx. Ship Wt Lbs	
				L	W	H		Belt	Motor
4'	1	3-4	22	4'0"	5'3"	4'10"	¾	1500	1800
4'	2	6-8	44	5'2"	5'3"	4'10"	¾	1750	1950
4'	3	9-12	66	6'4"	5'3"	4'10"	¾	2200	2400
4'	4	12-16	88	7'6"	5'3"	4'10"	¾	2600	2800
4'	5	15-20	110	8'8"	5'3"	4'10"	1	3000	3200
6'	1	7-8	60	4'9"	5'3"	6'10"	¾	3750	4000
6'	2	14-18	100	5'11"	7'4"	6'10"	1	4250	4000
6'	3	21-28	150	7'3"	7'4"	6'10"	1	4750	5000
6'	4	28-38	200	8'7"	7'4"	6'10"	1 ½	5250	5500
6'	5	35-48	250	9'11"	7'4"	6'10"	1 ½	5750	6000

6'	6	42-60	300	11'3"	7'4"	6'10"	2	6250	6500
6'	7	49-66	350	12'7"	7'4"	6'10"	2	8450	8750
6'	8	56-76	400	13'11"	7'4"	6'10"	3	9250	9500
6'	9	68-86	450	15'3"	7'4"	6'10"	3	9950	10000
6'	10	70-96	500	16'7"	7'4"	6'10"	3	10700	11500

* Filters of 8 feet diameter are available.

+ Based on operation without thickeners and for filtering 300 Lbs Per square foot in 24 hours. For pyretic gold. Pyrite of zinc concentrates, assume 400 Lbs per square foot. With a thickener, capacities of 50-100% greater can be obtained.

TABLA DE CALCULOS PARA FILTROS DENVER DRUM – TIPO FLUORSPAR

Machine * -Size Disc		+Capacity Tns Por 24 hrs.	Filtro Area Sq.Ft	Dimensions			H.P. Without Vac. Equip.	Approx. Ship Wt Lbs	
Diám.	Lgth			L	W	H		Belt	Motor
3'	1'	1 – 1 ½	9	4'32	4'9"	3'10"	½	1700	1900
3'	2'	2-3	18	5'3"	5'9"	3'10"	¾	2350	2600
4'	1 ½'	2-3	19	4'5"	6'0"	4'10"	¾	2650	2800
4'	2'	3-5	25	4'11"	6'0"	4'10"	1	2800	3000
4'	3'	5-6	37 ½	5'11"	6'0"	4'10"	1	3500	3700
4'	4'	7-8	50	6'11"	6'0"	4'10"	1 ½	4300	4600
4'	5'	8-11	62 ½	7'11"	6'0"	4'10"	1 ½	5100	5400
4'	6'	10-13	75	8'11"	6'0"	4'10"	1 ½	5900	6200
6'	4'	10-13	75	9'8"	8'9"	6'10"	2	9000	9300
6'	5'	15-22	95	9'8"	8'9"	6'10"	3	9700	10100
6'	6'	20-30	113	9'8"	8'9"	6'10"	3	10300	10700

Filtros utilizables de 8' , 10' , 12' y 14' de diámetro

+ Basados en 300 Lbs por sq.ft de área del filtro. Capacidad que puede tener un incremento de 75-100% cuando es espesado es usado delante del filtro.

CAPITULO VI

OTROS CÁLCULOS

1.- TIEMPO DE RETENCIÓN EN MOLIENDA:

Para lo cual se tomará en cuenta:

- volumen total del molino 5' x 5' (2.166 m^3)
- Carga moledora (5.56 TM)
- % de volumen (ocupado por las bolas o Barras + el espacio intersticial), se cálculo por la siguiente formula:

$$\% \text{ Volumen} = 113 - 126 (h) / O_i$$

Donde: h = altura media de la superficie de la carga moledora al forro superior del molino (31.729^*)

$113 - 126$ = Factores medidos.

O_i = Diámetro interior del molino (54.8^*)

$$\% \text{ Volumen} = 113 - 126 (31.729) / 54.80 = 113 - 72.954 = 40.05\%$$

- Volumen ocupado por las bolas y el espacio intersticial.

$$2.166 \times 0.40 = 0.8664 \text{ m}^3$$

Sabiendo que la densidad de las bolas de fierro es $= 8.01 \text{ TM/m}^3$

- Volumen neto ocupado por las bolas $= 5.56 / 8.01 = 0.6941 \text{ m}^3$
- Volumen ocupado por el espacio intersticial:

$$0.8664 - 0.6941 = 0.1723 \text{ m}^3$$

- Volumen ocupado por la pulpa más el espacio intersticial:

$$0.2166 + 0.1723 = 0.3889 \text{ m}^3$$

Si la carga que pasa por el molino es de 4.47 TMS/h , la Densidad de la pulpa en el molino es de 2.110 Tm/m^3

- El caudal de pulpa que pasa en m^3/h será $= 4.47 / 2.110 = 2.113 \text{ m}^3/\text{h}$
- Tiempo de retención será: $0.3889 \text{ m}^3 \times 60 \text{ mint} / 2.113 = 11.043$ minutos.

2.- CÁLCULO DEL WORK INDEX: Por el Método Taggart.

$$X_{80} = X_c - \frac{(20 - c)(X_c - X_f)}{f - c}$$

Donde: X_{80} = Tamaño promedio en micrones, por donde pasa el 80 % acumulado en peso de las partículas minerales que pueden ser X_1 ó X_2 .

X_c , X_f = Abertura de las mallas gruesas y finas con relación al porcentaje de peso acumulado retenido en un 20%.

c , f = Porcentaje de pesos acumulados retenidos sobre X_c , X_f , respectivamente.

3.- CÁLCULOS EN CICLONES:

a) Velocidad Necesaria:

b) Área de la sección de Entrada:

$$V = C_c \times r \times g$$

$$A_e = Q/V$$

Donde:

Donde:

V = Velocidad en cm/seg.

A = Área de la sección de entrada cm²

r = Radio del ciclón (en cm)

v = velocidad (cm/seg)

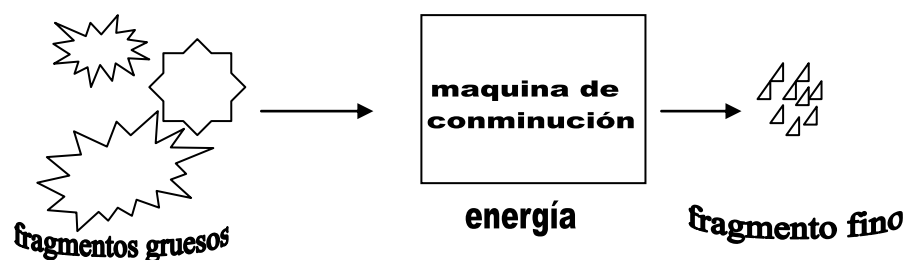
C_c = Coeficiente centrífugo (15)

Q = Caudal ó cantidad de pulpa en (cm³/seg)

g = Gravedad (980 cm/seg)

CONMINUCION:

Es aquel al que se define a la disminución de rocas grandes a fragmentos pequeños por rompimiento de fuerzas de cohesión molecular “**es un proceso en el cual la energía cinética, mecánica de una maquina u objeto es transferida a un material produciendo en el fricciones internas y calor que originan su ruptura**”



La conminución requiere de elevados consumos de energía que en muchos casos representa mas del 60% del costo de operación de las plantas concentradoras dependiendo de la dureza del mineral, para reducir gastos de la energía en esta operación y dimensionar equipos relacionando así la energía consumida y el tamaño del material producido para así tener un tamaño optimo de grano, para cual mencionaremos algunos postulados acerca de este proceso.

- **POSTULADO DE RITTINGER:**

La energía requerida para reducir de tamaño es proporcional a la nueva superficie.

- **POSTULADO DE KICK:**

La energía para triturar un mineral es proporcional al grado de reducción en volumen de las partículas.

- **POSTULADO DE BOND:**

4.- CÁI

Nivel de energía de los productos	+	Nivel de energía del alimento	=	Nivel de energía de la conminución
	APACID		ABA:	

a)

$$GPM (US) = T \times 0.1675 \left(\frac{W}{R} + \frac{1}{G.esp.} \right)$$

Donde.

T = Tonelaje de sólidos secos descargados en la pulpa en 24 h.

W = % en peso de agua en la pulpa.

R = % en peso de sólidos secos en la pulpa.

G. esp. = gravedad específica de los sólidos secos.

b). Cálculo del Caudal:

$$Q = \frac{HP \times 550 \times N}{AP}$$

Donde:

Q = Caudal (pie³/seg)

N = Rendimiento de la Bomba

HP = Potencia del motor de la bomba.

Ap = Pérdida de presión total (Lb/pie²)

550 = Equivalente de HP en Lb-ft/seg

5.- CÁLCULO DEL CONSUMO DE REACTIVOS:

a) Para reactivos líquidos:

$$Lbn/ton = \frac{cm^3/min \times Gr.esp.del\ Líquido \times \% de la solución}{31.7 \times Ton \times 24 horas}$$

b) Para reactivos sólidos:

$$Lb/ton = \frac{Grs/minuto}{31.7 \times Ton \times 24 horas}$$

Para transformar a Kg/ton se multiplica por 0.5.

6.- CÁLCULO DEL DIÁMETRO (D) DE LA TUBERÍA DE BOMBEO.

$$D = 5.735 \sqrt{Q/V_r}$$

Donde : V_r = velocidad recomendado por los fabricantes (3.07 m/seg)

$Q = \text{Flujo volumétrico (m}^3/\text{min)}$

7.- VELOCIDAD DE LA PULPA EN LAS TUBERÍAS:

$$V = Q/a$$

Donde: $Q = \text{Flujo volumétrico (m}^3/\text{seg)}$

$A = \text{Área de la sec. Transv. De la tubería} = \frac{1}{4} \pi \times d_i^2$

8.- CÁLCULO DE VELOCIDAD CRÍTICA LINEAL (V_c) (en Transp.. hidráulico)

$$V_c = 0.0741 \times g \times d \left(\frac{\delta \times D_i}{u} \right)^{0.775} \times \left(\frac{\delta_p \times \delta_a}{\delta_a} \right)^{1/1225}$$

Donde: $g = \text{Aceler. Grav. (9.8 m/seg}^2)$

$D_p = \text{Diámetro medio de la partícula (10-4 m)}$

$\delta = \text{Densidad de pulpa (Kg/m}^3)$

$D_i = \text{Diámetro interior del tubo (m)}$

$U = \text{Viscosidad absoluta (Kg/m.seg)}$

$\delta_a = \text{Densidad de la partícula (Kg/m}^3)$

$\delta_a = \text{Densidad del agua a 20°C (998 kg/m}^3)$

$V_c = \text{Velocidad crítica lineal (m/seg)}$

9.- MODO FACIL DE CALCULAR EL TAMAÑO DE LAS POLEAS Y LA VELOCIDAD DE LOS EJES.

- a) Si se conoce la velocidad y el diámetro de la polea impulsora y el diámetro de la impulsadora y se quiere saber la velocidad de ésta última, multiplique la velocidad de la impulsora por su diámetro y divida por el diámetro de la polea impulsada.

Ejemplo:

Una polea de 2" en un motor gira a 1,750 rpm para impulsar una polea de 3.5" ¿Cuál será la velocidad de ésta última?

Solución:

Multiplique 1,750 por 2 y el resultado divídalo entre 3.5" dando un resultado de 1,000 r.p.m.

- b) Si se conoce la velocidad y el diámetro de la polea impulsora y la velocidad requerida de la polea impulsada y se quiere obtener el diámetro de ésta última, multiplique la velocidad de la impulsora por su diámetro y divida el resultado entre la velocidad requerida de la polea impulsada.

Ejemplo:

Un contraeje debe girar a 1,650 rpm al ser movido por una polea de 3" que gira a 2,000 rpm desde una máquina controlada por un gobernador ¿Cuál es el tamaño de la polea que se necesita en el contraeje?

Solución:

Multiplique 2,200 por 3 y divida el resultado entre 1,650 dando un resultado de 4".

- c) Si se conoce la velocidad y el diámetro requeridos de una polea y la velocidad del eje impulsor y se desea conocer el diámetro de la polea que se necesita, multiplique la velocidad requerida de la polea impulsada por su diámetro y divida la velocidad del impulsor.

Ejemplo:

Una rueda interruptora que debe girar a 4,000 rpm tiene sobre el árbol una polea de 1 $\frac{3}{4}$ " ¿Cuál es el tamaño de la polea que se necesita en un motor que gira a 1,750 rpm?

Solución:

Multiplique 4,000 por 1 $\frac{3}{4}$ " y divida el resultado por 1,750 dando un resultado de 4".

- d) Si se conoce el diámetro de ambas poleas y la velocidad requerida para el eje que hay que impulsar y se desea saber la velocidad del eje impulsor, multiplique el diámetro de la polea impulsada por la velocidad requerida y divida por el diámetro de la polea impulsora.

Ejemplo:

Una máquina con una polea de 3" debe impulsar un eje de 3,600 rpm. El eje tiene una polea de 2 ½" ¿Cuál es la velocidad a que debe girar la máquina?

Solución:

Multiplique 3,600 por 2 ½ y divida el resultado por 4 la respuesta es 3,000.

10.- ESTIMACIÓN DE LA ENERGÍA NECESARIA PARA TRITURACIÓN Y MOLIENDA.

En el método de Bond el Índice de trabajo que en si expresa la resistencia del materia a ser triturado o molida, es la energía expresada en KWh por tonelada requerida para reducir el material de un tamaño de alimentación teórica infinita a 80% menor a 100 micrones.

Conocido el índice de Trabajo y con ayuda de la ecuación de la "Tercera Teoría de Reducción", es posible calcular la energía necesaria para la trituración y la molienda, valor con el cual puede seleccionarse el equipo adecuado.

La ecuación expresada en HP por tonelada corta por minuto es la siguiente:

$$W = 1.46Wi \left(\frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}} \right)$$

Donde: W = La energía necesaria HP por ton/min

F = La malla en la que el 80% del material de alimentación constituye el subtamaño, pies.

P = La malla en la que el 80% del material reducido constituye el subtamaño, pies.

Wi = El índice de Trabajo expresado en HP min/ton.

Para facilidad del empleo del monograma sugerido por Zanker se muestra las escalas de alimentación y producto reducido en pulgadas y en sus equivalentes de malla Tyler. Por otra parte se incluye a continuación promedios de índices de trabajo de los materiales más usuales en nuestra industria.

Ejemplo:

50 Ton/hora de un material con un índice de Trabajo de 6.73 se desea reducir de 3" a 0.015". Calcular la energía requerida:

Trazar una línea por F = 3" y P = 0.015". El punto de intersección obtenido con la línea de referencia unir con el valor de 6.73. Leer 258 HP por ton/min. Para 50 tons/hora (0.833 ton/min) se tiene 214 HP.

MATERIAL	PROMEDIO	
	PESO ESP.	INDICE DE TRABAJO
1.- Mena de Cobra	3.02	13.13
2.- Mena de Cromo	4.06	9.60
3.- Ferrosilicio	4.91	12.83
4.- Galena	5.39	10.19
5.- Mena de Oro	2.86	14.83
6.- Granito	2.68	14.39
7.- Mena de hierro	3.96	15.44
8.- Mena de Plomo	3.44	11.40
9.- Mena de Pb-Zn	3.37	11.35
10.- Diorita	2.78	19.40
11.- Andesita	2.84	22.13
12.-Cuarcita	2.71	12.18
13.- Mena de Manganeso	3.74	12.46

14.- Roca fosfática	2.66	10.13
15.- Mena de pirita	3.48	8.90
16.- Sílice	2.71	13.53
17.- Mena de Plata	2.72	17.30
18.- Escoria	2.93	15.76
19.- Mena de Estaño	3.94	10.81
20.- Mena de Zinc	3.68	12.42
21.- Basalto	2.89	20.41
22.- Gabro	2.83	18.45

TABLAS

1.- TABLAS DE CONVERSIÓN MAS USADAS:

LINEALES:

Metros a pies	3.281	Pies a metros	0.3048
Metros a pulgadas	39.37	Pulgadas a metros	0.0254
Centímetro a pies	0.03281	Pies a centímetros	30.48
Centímetros a pulgadas	0.3937	Pulgadas a cms.	2.54

SUPERFICIE:

Metro ² a Pie ²	10.765	Pie ² a cm ²	929.0304
Metro ² a pulgada ²	1549.9967	Pulg ² a cm ²	6.4516
Cm ² a pie ²	0.0010765	Pulg ² a metro ²	0.000645
Cm ² a pulgada ²	0.1550	Pie ² A Cm ²	6.4516

VOLÚMENES:

Metro ³ a pie ³	35.32	Pie ³ a metro ³	0.028317
Metro ³ a pulgada ³	61823.38	Pulg ³ a cm ³	16.387
Cm ³ a pies ³	0.0000353	Pulg ³ a metro ³	0.0000164
Cm ³ a Pulgada ³	0.061	Pie ³ a cm ³	28316.85
Galones USA a Pie ³	0.1337	Pie ³ a Galones USA	7.479
Galones USA a Pulg ³	231.034	Pulg ³ a Galones USA	0.00433

Galones a Litros	3.7854	Litros a Galones USA	0.2642
Galones Imp. a Litros	4.5461	Litros a Galones Imp.	0.220
Galones USA a Gal. Imp.	0.83267	Gal. Impo. A Galones USA	1.20096

CAUDALES:

Pie ³ /mint a US gln/seg	0.1247	US gln/seg a Pie ³ /mint	0.125
Pie ³ /seg a US gln/mint	448.74	US gln/min a Pie ³ /seg	0.00223
Pie ³ /mint a Lb-agua/mint	62.43	Lb-agua/mint a Ft ³ /seg	0.0160

VELOCIDADES:

Cm/seg a pies/min	1.9686	Pies/min a cm/seg	0.508
Cm/seg a Pies/seg	0.03281	Pies/seg a cm/seg	30.48

PRESIONES:

Atm a mm de Hg	760	mm de Hg a Atm	0.00132
Atm a Pulg. de Hg	29.92	Pulg-Hg a atm	0.02946
Atm a Lb/pulg ²	14.7	Lb/pulg ² a Atm	0.06803
Atm a Kgs/cm ²	1.0332	kgs/cm ² a atm	0.9679
Atm a pies de agua	33.95	Pies de agua a Atm	0.02946

PESOS:

1 TC = 2000 Lbs = 29,1662/3 onzas troy = 907.19 kgs.

1TL = 2240 Lbs = 1016.047 kgs 1 onza-Troy = 31.103 grs.

POTENCIA:

Hp A Ft-Lbf/seg 550 HP a Kw 0.74548

EQUIVALENCIA MECANICO DE CALOR (J)

Cal a Julio 4.1873

Btu/ft-Lbf 778.26

Btu/Kw-h 2.93019×10^{-4}

VISCOSIDAD:

Lb/ft-seg a centpo. 1.488

Lb/ft-h a Centipo 0.413

Lbf-seg/ft² a Centipois 47.870

IV.- METODOS DE ANÁLISIS QUÍMICO CUANTITATIVO:

ANÁLISIS DE PLOMO

Método del Molibdato de Amonio.- Es un método más exacto par la determinación del plomo, para lo cual se precipita al estado de acetato con una solución estándar de 0.1 Normal (0.1N) de Molibdato de Amonio, la que se prepara disolviendo 4.26 gr. De ésta sal /litro, estandarizándose con la relación de gasto práctico/gasto teórico, calculado para 0.2 gr. de Pb puro electrolítico. El punto final de la reacción se determina ensayando una gota de la solución de plomo añadido gradualmente a través de una bureta graduada, con un indicador de 0.05% de ácido tánico recién preparado ó cloruro férrico, con la cual da una coloración amarilla con el mínimo exceso de molibdato.

ANÁLISIS DE COBRE

Método del Yoduro de Potasio.- Es uno de los métodos de mayor exactitud para la determinación del cobre, se basa en que si se trata una solución de sal cúprica neutra ó ligera ácida con solución de Ioduro de Potasio se forma el Ioduro Cuproso y el Yodo libre, la que se valora con solución estándar de Tiosulfato de sólido la que se prepara disolviendo 18 grs/lit de ésta sal, se estandarizará con 0,2 grs. De cobre electrolítico, utilizando como indicador interno una solución de 1% de almidón.

Procedimiento:

- 1.- Pesar 0.5 grs. de muestra pulverizada, trasvasar en un enlenmeyer de 400 ó 250 ml.
- 2.- Disgregar tan igual que para el plomo y sulfatizarla, diluirla, enfriarla.
- 3.- Agregar 15 ml de solución de agua de bromo, hervirla para eliminar el exceso de bromo (el bromo oxida al hierro a trivalente).
- 4.- Neutralizar la solución agregando con Hidróxido de Amonio concentrado, eliminar el exceso de Amonio por ebullición. Luego agregar ácido acético glacial, seguir hirviendo hasta eliminar el exceso de acético, seguidamente agregar de 3 a 4 grs. de fluoruro de sodio hasta ver una solución transparente de verdoso a celeste claro, enfriar al ambiente.
- 5.- En frío agregar 2 a 3 grs. de Ioduro de Potasio para precipitar la sal cuprosa y liberación de Iodo (pp y solución anaranjado).
- 6.- Titular en frío con la solución valorada de Tiosulfato, usando como indicador interno de almidón con la cual el Iodo libre da coloración azul.
- 7.- El punto final de la titulación es el instante en que cambia el azul a incoloro ó blanco paja.
- 8.- Hacer los cálculos del porcentaje de cobre tan igual que para el plomo. Se puede también utilizar la solución filtrada del plomo para la determinación del cobre y seguir los mismos pasos.

ANÁLISIS DE FIERRO

Método del Permanganato de Potasio.- Este método se funda en el paso de la sal ferrosa a férrico por la acción oxidante del permanganato en medio ácido sulfúrico. Para lo cual el hierro debe ser especialmente reducido con cloruro de estaño. La solución estándar es preparado disolviendo 5.66 grs/lit de sal de permanganato de potasio, factorizando con una solución conocida de Oxalato de Sodio, ó de hierro metálico.

Procedimiento:

- 1.- Pesar 0.5 grs. de muestra pulverizada, disgregar en un vaso ó erlenmeyer de 400 a 250 mls. Sulfatizarla, enfriarla tal como para el plomo, se puede utilizar también para determinar el fiero, la solución del filtrado del plomo que también contiene a este elemento.
- 2.- Agregar 20 mls. De agua de bromo, hervir para eliminar el exceso de Br.
- 3.- Agregar de 2 a 3 grs. de cloruro de Amonio y precipitar al fierro con hidróxido de Amonio (hidróxido férrico), hervir para eliminar el exceso de Amonio hasta no oler el amoniaco.
- 4.- Filtrar en caliente con papel filtro cualitativo N° 3, lavar varias veces el precipitado con una solución amoniaca de 10% y agua caliente.
- 5.- Trasvasar el precipitado de hidróxido férrico al recipiente original, por medio de chorros de agua, lavar bien el filtro a fin de que no quede nada de precipitado con ácido clorhídrico al 10%.
- 6.- Disolver el precipitado con ácido clorhídrico al 10% hervirla, añadir solución de cloruro de estaño gota en gota hasta alcanzar una solución incolora.
- 7.- Añadir 10 mls. de una solución sulfofosfórica y mas solución de cloruro mercúrico para neutralizar el exceso de estaño que hubiera.
- 8.- Aumentar agua destilada hasta diluirla a 150 mls. hervir y enfriar.
- 9.- Titular en frío con la solución estándar de permanganato de potasio hasta obtener una coloración violeta ligero persistente.
- 10.- Calcular el porcentaje de fierro, al igual que para el plomo.

ANÁLISIS DE ZINC

Método de Ferrocianuro de Potasio.- Si sobre una solución acidificada de sal de zinc, se hace echar una solución estándar de ferrocianuro de precipita una mezcla de ferrocianuro de zinc y potasio, ferrocianuro zincico. Terminada la reacción, el mínimo exceso de ferrocianuro, puesto al contacto con una solución al 1% de acetato de uranio o cloruro férrico. La solución estándar se prepara pesando

22,0 grs/lt de sal de ferrocianuro de potasio y se estandariza con 0.2 grs. de zinc electrolítico.

Procedimiento:

- 1.- Pesar 0.5 grs. de muestra pulverizada, disgregar con ácido clorhídrico y nítrico concentrado, sulfatizar, en un vaso de 400 ó 250 mls, enfriarla.
- 2.- Agregar 20 mls. de agua de bromo, hervir para eliminar el exceso de Br.
- 3.- Añadir 2 a 3 grs. de cloruro de Amonio y precipitar al fiero con hidróxido de Amonio.
- 4.- Filtrar en caliente para extraer el fierro (interferente para el análisis de zinc). También se puede utilizar la solución que queda del análisis de fierro si hubiera zinc. Si hubiera Manganeso la muestra agregar Persulfato de Potasio para precipitar al Manganeso. O también si tuviera Arsénico añadir durante la disgregación clorato de potasio y más bromo en la oxidación y más azufre para precipitar al Mn, y evaporar al As. El Mn tratado con el persulfato de potasio se le agrega más 5 grs de cloruro de Amonio y 50 mls de Hidróxido de Amonio y se precipita en forma de ácido manganoso.
- 5.- Acidificar la solución libre de Fe, Mn y As con ácido clorhídrico concentrado, añadir mas 5 mls de exceso de ácido, agregar granallas de Pb para precipitar al cobre que estuviera presente en la solución que también interfiere para el cálculo de zinc, ó como medio de seguridad de cualquier interferencia hasta obtener una solución incolora.
- 6.- La solución así preparada titular con la solución estándar de ferrocianuro usando como indicador externo en forma de gotas en una mayólica blanca encerada una solución al 1% de acetato de uranilo, hasta obtener una coloración parda con mínimo exceso de ferrocianuro.
- 7.- Calcular el por ciento de zinc, al igual que el plomo.

ANÁLISIS DE PLATA

Método Gravimétrico de Escorificación y Copelación.- Se basa en obtener la plata metálica por fusión de sus componentes añadiendo fundentes y modificadores de escorias en recipientes de materiales refractarios y absorbentes de hueso en hornos de mufla.

Procedimiento:

A.- Escorificación:

- 1.- Pesar 5 grs de muestra pulverizada, trasvasar en un escorificador de dos y media pulgada de diámetro.
- 2.- Agregar 20 grs. de granallas de plomo, más 1 gr de carbonato de sodio y otros fundentes y 3 grs de sal de bórax anhídrido (otros fundentes pueden ser el nitrato de potasio, carbón, sal) mezclarla con una espátula.
- 3.- Recubrir con mas granallas de plomo y más bórax al ras del escorificador.
- 4.- Poner a la mufla calentando a 980°C por medio de una pinza especial, fundir inicialmente con la puerta cerrada hasta que el plomo se funda y luego abrirla para el ingreso del aire a fin de facilitar la oxidación y que toda la muestra se vuelva líquida, se observará la formación al rededor del plomo fundido un anillo de escoria a medida que el mineral va desapareciendo hasta que el plomo líquido quede, recubierto por la escoria. Volver a cerrar la puerta de la mufla unos minutos y aumentar la temperatura así completar la escorificación.
- 5.- Una vez fundido sacar el escorificador vaciar el material fundido a un lingote, dejar que se enfríe, una vez frío romper las escorias vitrificadas con el martillo para separar la escoria del plomo amalgamado de plata, tratando de no desperdiciar nada del plomo y darle la forma de un cubo, y desechar la escoria.
- 6.- Los cubos de plomo deben de tener un peso promedio de 20 a 25 grs si son mayores es preferible a volver a escorificar. Por otro lado si se tiene concentrados sulfurados de alto punto de fusión se recomienda tostarla previamente antes de mezclar con los fundentes y granallas de plomo. Si se ha escorificado bien el escorificador debe quedar limpio, salvo los refractarios de color blanco.

b.- Copelación:

- 1.- Se calienta previamente las copelas en la mufla a 980°C, hasta eliminar su humedad unos 20 minutos.
- 2.- Colocar los cubos de plomo-plata con un pinza adecuada en las respectivas copelas enumeradas, dentro de la mufla.
- 3.- Tan pronto, terminando de colocar los cubos, cerrar la puerta de la mufla para elevar la temperatura del horno unos 5 minutos permanecer hasta que se haya fundido el cubo, abrir la puerta y las compuertas de salida de humos de la mufla, para mantener la temperatura constante a 960°C y la atmósfera adecuada para la evaporación del plomo y evitar fenómenos de solidificación del litargirio como se notará en ciertos casos de la práctica sobre el botón de plata. El plomo en parte es absorbido por la copela y el resto se volatiliza.
- 4.- La copelación termina cuando se observa en la cópela tan solo un pequeño punto sin resplandor que es el botón de plata metálica.
- 5.- Una vez desaparecido todo el plomo y se tiene un punto sin brillo, sacar la copela del horno, dejar que se enfríe, sacar el botón, y limpiarlas de las escorias adheridas por medio de escobillas especiales y pesarlas en balanzas especiales de pesar botones de plata en el rango de miligramos.
- 6.- Si se ha efectuado buena copelación la copela debe quedar limpia y presentar plumillas anaranjadas del litargirio alrededor del botón. Generalmente la copelación dura $\frac{3}{4}$ de hora y para acelerar la copelación se debe insuflar aire en el hogar del horno mufla.
- 7.- Calcular el contenido de plata en onzas /TCS. Para lo cual se determina un factor de conversión en base al peso de muestra tomada y el peso de botón de plata, o sea en mgrs a onzas-troy/TCS, para 5 grs de muestra es igual a 5.8341 el factor de conversión.

Ejemplo: Peso de muestra 5 grs se encontró un botón de 10.675 mgrs, la ley de plata en la muestra es de 62.279 oz/TCS.

ANÁLISIS DE ORO

Método Gravimétrico de Escorificación-Copelación.- Al igual que para la determinación de la plata se realiza los mismos pasos con la diferencia de que se debe de pesar mayor cantidad de muestra y teniendo el botón disolver ésta con ácido nítrico diluido para separarla de la plata que le acompaña.

Procedimiento:

- 1.- Pesar 10 a 100 grs de muestra pulverizada, trasvasar a crisoles de 10 ó 100 grs de capacidad ó también en escorificadores de 3 pulgadas de diámetro.
- 2.- Agregar litargirio ó granallas de plomo en mayor cantidad, fundentes como harina de trigo, carbonato de sodio, nitrato de potasio y sal de bórax, mezclarla hasta obtener homogéneo.
- 3.- Escorificar dos ó mas veces hasta la completa eliminación de la escoria y la obtención de un cubo de plomo normal par la copelación.
- 4.- Copelar los cubos de plomo-oro-plata, al igual que para la plata (a temperatura promedio de 960°C).
- 5.- Limpiarla el botón de escorias que tuviera adheridas, disolverla con cuidado con ácido nítrico al 10% sobre un crisol de porcelana lentamente a temperatura más ó menos de 40°C, hasta disolver toda la plata que le acompaña al oro (el oro no es disuelto por el ácido nítrico).
- 6.- Separar por decantación la solución de nitrato de plata sin que haya pérdida de la parte sólida, lavar varias veces con solución amoniacal y agua destilada caliente.
- 7.- Secar el crisol que contiene el oro en una estufa eléctrica durante 20 minutos a 900°C.
- 8.- Sacar el crisol enfriarla dentro de la estufa misma y el ambiente pesar la parte sólida que es el oro metálico.
- 9.- Calcular el contenido de oro en onzas troy/TCS.

Ejemplo: Se pesó para el análisis 10 grs de muestra y se encontró 0.34 mgrs de oro puro. Cuál será la ley de oro en oz/TCS

Solución:

Ley de Oro = (Factor para 10 grs de muestra)(Peso de botón de Au)
= $2.9170 \times 0.34 = 0.99178$ oz/TCS.

ANÁLISIS DE INSOLUBLES

Método Gravimétrico.- También es necesario determinar en una muestra de mineral la parte que no disuelve que generalmente están compuestos de sílice y otras.

Procedimiento:

- 1.- Pesar 0.5 grs de muestra pulverizada, trasvasar a un vaso de 4000 ó 250 mls.
- 2.- Agregar 15 mls de ácido clorhídrico concentrado, hervir en una estufa hasta disminuir volumen, añadir 5 mls de ácido nítrico concentrado, hervir hasta sequedad.
- 3.- En frío agregar 100m ml. de agua destilada y más ácido clorhídrico, hervir durante 10 minutos.
- 4.- Filtrar, lavar el filtrado varias veces con agua destilada, secar el filtro de ceniza conocida en una estufa eléctrica.
- 5.- Calcinar el papel seco que contiene los insolubles en un crisol de porcelana a 800°C, por espacio de 30 minutos en una mufla eléctrica. Por diferencia de pesos entre el crisol sin la muestra y con muestra calcinada se hallará el porcentaje de insolubles.

Ejemplo: Si para 0.5 grs. de muestra se encuentra una diferencia de pesos de 0.0955 grs. de material calcinado. Calcular el porcentaje de insolubles que contiene dicho mineral:

Si para 0.5 grs. ----- 0.0955 grs.

100.0 ----- x x = 19.5 %

V.- ANÁLISIS DE LOS ELEMENTOS CONTAMINANTES DE LOS CONCENTRADOS DE Pb-Cu-Ag.

En el estudio metalúrgico de concentración de un mineral es importante saber si hay ó no, y en que porcentaje los elementos contaminantes así Antimonio, Arsénico, Mercurio y otros, si están en sus menas simples solos ó en compuestos asociados con elementos valiosos.

Si están asociados con el elemento de importancia al concentrarse estas se incrementarán, por eso su control es imprescindible, para no obtener productos o concentrados con contenido que tengan mayores porcentajes a los límites de comercialización. Así mismo si están presentes en sus menas libres son difíciles de eliminarlos en los relaves, porque tienen propiedades hidrofóbicas (Así como el sulfoantimoniuro, sulfoarseniuro y el cinabrio).

ANÁLISIS DE ARSÉNICO Y ANTIMONIO

Método de Iodimetría y Permanganometría.- Este método es usado para varios minerales y productos metalúrgicos, consiste en separar por destilación el arsénico como tricloruro y determinar el antimonio que queda en la solución por permanganometría.

1.- ARSÉNICO:

Procedimiento:

- 1.- Pesar 1 gr. de mineral pulverizada, trasvasar en un erlenmeyer de 500 ml. de capacidad.

- 2.- Agregar 5 grs. de Bisulfito de potasio, 2 grs. de sulfato de Amonio, 15 mls de ácido sulfúrico concentrado y una octava parte de papel filtro.
- 3.- Calentar en una estufa eléctrica, casi la sequedad, evitando que se seque, solo en estado pastoso.
- 4.- Enfriar, agregar 25 ml. de agua destilada y 5 mgs. de sulfato ferroso y conectar el erlenmeyer al sistema de destilación.
- 5.- Cerrar el tubo de ingreso de ácido clorhídrico, poner un vaso de 80m mls de agua destilada, siendo que el tubo de salida de gas enfriado deberá estar sumergida dentro del agua destilada a 1 ml. de profundidad, para evitar la fuga del gas de tricloruro de arsénico.
- 6.- Hervir 1 minuto para expulsar el aire del frasco erlenmeyer.
- 7.- Introducir gradualmente a través de tubo de ingreso de ácido, 40 mls de ácido clorhídrico concentrado y cerrar la llave de ingreso, aumentar 10 mls de ácido. El recipiente de ácido debe contener mayor volumen de ácido para interferir la fuga de gas.
- 8.- Calentar, cuando la solución del frasco comienza a hervir, dejar caer los 40 mls de ácido gota a gota, en la misma razón de las gotas de destilado, a fin de mantener un volumen constante en el frasco.
- 9.- Cuando todo el ácido a terminado de caer, se finaliza la destilación y se separa la conexión con el destilador (reservar la solución del frasco para el análisis de antimonio).
- 10.- Neutralizar el destilado con solución de hidróxido de sodio usando 3 gotas del indicador fenoltaleína.
- 11.- Agregar por medio de una bureta ácido clorhídrico hasta la desaparición del color del indicador, añadir 2 gotas más en exceso.
- 12.- Enfriar y agregar 15 grs de bicarbonato de sodio y 10 ml de solución de almidón.
- 13.- Titular con la solución estándar de iodo 0.1 N, hasta la aparición de color azul de la solución.
- 14.- Hacer los cálculos del porcentaje de arsénico:

$$\%As = \frac{ml.deTitulación \times Factor\ de\ la\ Solución\ de\ IenAs}{PesodelaMuestra} \times 100$$

2.- **ANTIMONIO:**

Procedimiento:

- 1.- Trasvasar la solución del destilado a un vaso de 400 mls y dividir a 200 ml.
- 2.- Sulfhídrica, con ácido sulfhídrico gaseoso durante 30 minutos hasta precipitación completa y dejar en reposo 4 horas ó hasta el día siguiente.
- 3.- Filtrar a través de un filtro fino y lavar el precipitado con agua saturado con ácido sulfhídrico devolver el precipitado al vaso original, descargar el filtro.
- 4.- Disolver el precipitado en una solución caliente de sulfuro de sodio, filtrar y recibir el filtrado en un erlenmeyer de 500 mls usar la misma cantidad de hidróxido de sodio (cerca de 5 mls).
- 5.- Refiltrar a través del mismo filtro en caso de que haya otros sulfuros, calentar unos minutos.
- 6.- Lavar 3 veces con agua destilada caliente, descartar el precipitado que no se disuelve del filtro.
- 7.- Agregar 5 grs. de bisulfito de potasio y 10 ml de ácido sulfúrico.
- 8.- Evaporar en llama fuerte hasta casi a sequedad.
- 9.- Enfriar y agregar 100 ml de agua destilada y 10 ml de ácido clorhídrico, hervir 5 minutos hasta obtener una solución incolora y dejar enfriar.
- 10.- Titular con solución estándar de permanganato de potasio.

$$\%As = \frac{ml.deTitulación \times Factor}{PesodeMuestra} \times 100$$

ANÁLISIS DE MERCURIO

Método Gravimétrico.- Donde el mercurio se recibe en forma de vapor sobre plata nativa que forma una amalgama de Ag-Hg.

Procedimiento:

- 1.- Pesar 10 grs. de muestra pulverizada que contenga mercurio.
- 2.- Mezclar con carbón y polvo de hierro reducido, llenar en un recipiente de fierro con tapa hermética que tenga refrigeración, se coloca una lámina de plata en la cual se condensa el mercurio. Poner la tapa y asegurar herméticamente.
- 3.- Calentar el recipiente con un mechero Bunsen hasta rojo oscuro durante 10 minutos, abriendo el sistema de refrigeración.
- 4.- Dejar enfriar a la temperatura ambiente, sacar la lámina de plata.
- 5.- Pesar la lámina, previamente, sacar la diferencia de peso y expresar la ley de mercurio en parte por millón (ppm).

VI.- ANÁLISIS DE REACTIVOS DE FLOTACIÓN

ANÁLISIS DE CIANURO DE SODIO

Método de Nitrato de Plata.- Se utiliza solución 0.1N de nitrato de plata y como indicador yoduro de potasio.

Procedimiento:

- 1.- Medir 5 mls. de muestra de solución preparada en la planta concentradora.
- 2.- Añadir 5 mls. de yoduro de potasio (1K) al 2%.
- 3.- Titular con solución valorada de 0.1N de nitrato de plata de 1.005 de factor, hasta un ligero enturbecimiento.
- 4.- Calcular el porcentaje de cianuro de sodio.

Ejemplo: Si se gasto al titular 49 mls. de nitrato de plata de factor 1.005, el porcentaje será:

$$\% \text{NaCN} = 0.200 (1.005 \times 49) = 9.95\%$$

ANÁLISIS DE SULFATO DE COBRE

Se determina al igual que el cobre por el método rápido de IK.

Procedimiento:

- 1.- Medir 2.5 ml. de solución de reactivo de una planta de flotación.
- 2.- Se hacen los mismos pasos para la determinación del cobre, porque ya se tiene en forma de sulfato, ó sea se oxida con agua de bromo, agregar cloruro de Amonio y hidróxido de Amonio, neutralizar con ácido acético, añadir FNa y en frío añadir 1K y titular con tiosulfato de potasio, estandarizado.
- 3.- Hacer los cálculos del porcentaje de sulfato de cobre.

$$\%Cu = 0.005 \times \text{ml. De tiosulfato} \times \text{factor de solución.}$$

Por estequiometría se hacen los cálculos de porcentaje de sulfato de cobre ($\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$).

ANÁLISIS DE SULFATO DE ZINC

Es un agente depresor de la blenda, se determina al igual que para el zinc solo.

Procedimiento:

- 1.- Tomar 2.5 mls. de muestra de solución de una planta.
- 2.- Eliminar los interferentes para el análisis de zinc.
- 3.- Calcular el porcentaje de zinc y luego el de sulfato de zinc.

$$\%Zn = 0.005 \times \text{ml. de Titulación} \times \text{Factor de Solución}$$

ANÁLISIS DE XANTATOS (Z – 11)

Debido a su gran poder colector y selectividad y bajo costo, son muy utilizados en las plantas de concentración por flotación (Z-11 ó isopropílico de sodio)

Procedimiento:

- 1.- Medir 5 ml. de solución de xantato en una planta.

- 2.- Medir 5 ml de solución de almidón al 1%.
- 3.- Titular con una solución estándar de 0.1N de Iodo, hasta una coloración azul intenso.
- 4.- Hacer los cálculos del porcentaje de Z-11.

$$\%Z - 11 = 0.32 \times \text{ml.de Titulación}$$

ANÁLISIS DE AEROFLOAT (A-242) (DITIOFOSFATO)

Procedimiento:

- 1.- Medir 2 ml. de aerofloat 242
- 2.- Añadir 10 ml de almidón al 1%.
- 3.- Titular con una solución estándar de 0.1N de Iodo.
- 4.- Según el gasto hacer el cálculo de porcentaje de aerofloat 242.

$$\%A - 242 = 1.72 \times \text{ml.Titulación}$$

ANÁLISIS DE CAL

Método de Oxalato.- Siempre en una planta se analiza la cal que se utilizan, que permiten el control o regulación de la alcalinidad en una pulpa.

Procedimiento:

- 1.- Pesar 0.5 grs. de muestra pulverizada, trasvasar en un vaso de 400 o 250 ml. y agregar 20 ml. de ácido clorhídrico concentrado, hervir.
- 2.- Añadir en caliente 40 ml. de hidróxido de Amonio, para precipitar el fierro, aluminio, si están juntos, luego filtrarlos y desecharlos.
- 3.- A la solución sin Fe, Al en caliente añadir 10 ml. de ácido oxálico al 10% y mas 20 ml. de oxalato de Amonio, seguir hirviendo.

- 4.- Filtrar en frío y lavar el precipitado varias veces con agua destilada.
- 5.- Trasvasar el precipitado del filtro al vaso original.
- 6.- Luego agregar 10 ml. de ácido sulfúrico concentrado.
- 7.- Titular en frío con una solución estándar de permanganato de potasio hasta obtener una ligera coloración rosada del permanganato.
- 8.- Calcular el porcentaje de óxido de calcio.

$$\%CaO = \frac{ml.DeTitulación \times Factor \times Mleq.}{PesodeMuestra} \times 100$$

**VII.- TABLA DE TENSIONES SUPERFICIALES DE LÍQUIDOS PUROS
Y DE ALGUNOS SÓLIDOS.**

LIQUIDO O SÓLIDO	TEMPERATURA	S(Tensión) en Dinas/cm.
Helio	1°K	0.365
Hidrógeno	20°K	2.010
Nitrógeno	75°K	9.410
Argón	90°K	11.860
Oxígeno	70°K	15.700
n-Hexano	20°C	18.400
n-Heptano	20°C	19.700
n-Octano	20°C	21.800
n-Nonano	20°C	22.800
n-Decano	20°C	23.900
Eter Etílico	20°C	17.010
Metanol	20°C	22.610
Etanol	20°C	22.270

Ciclo Hexano	20°C	25.500
Benceno	20°C	28.880
Tolueno	20°C	28.480
Cloroformo	20°C	26.800
Tetracloruro de C	20°C	26.800
Agua	20°C	72.800
KNCS	173°C	101.500
NaNO ₃	308°C	116.600
K ₂ Cr ₂ O ₇	397°C	129.000
Ba(NO ₃) ₂	595°C	134.000
Mercurio	20°C	484.000
Sodio	130°C	198.000
Bario	720°C	229.000
Estaño	332°C	543.000
Plata	1,100°C	879.5000
Titanio	1,680°C	1585.000
Yeso (cristal)		39 ergios/cm ²
Calcita (cristal)		78
Fluorita		146
Apatito (Prisma)		185
Feldespató		358
Cuarzo		780
Topacio (Prisma)		1,080
Corindón.		1,550