



UNIVERSIDAD DE ATACAMA

BALANCES METALURGICOS



Preparado por: 2 000100 120507

WERNER MICHEA CORTES
Ing. Ejec. Metalurgia Extractiva

-1991-

DIRECCION DE EXTENSION, COMUNICACIONES Y RELACIONES UNIVERSITARIAS
DEPARTAMENTO DE CAPACITACION

INDICE

<u>MATERIA</u>	<u>PAGINA</u>
I. MOLIENDA	1
1.0.Enunciado de Teorías	1
1.1.Toma de Muestras	1
1.2.Análisis de una campaña de muestreo	2
1.3.Balance de Masa	6
1.3.1. Clasificador	6
1.3.2. Eficiencia de Clasificación	10
1.3.3. Cálculo de carga circulante en un líquido de molienda-clasificación	11
1.4.Balance circuito directo	14
1.4.1. Balance de sólidos	15
1.4.2. Balance de pulpas	16
1.4.3. Balance de finos	18
II. BALANCE DE FILTRACION	23
2.0.Filtración continua	23
2.1.Cálculos de :	26
-Volumen filtrado;	
-Fracción de agua;	
-Rendimiento;	
-Tiempo de secado;	
-Volumen óptimo.	



I. MOLIENDA

1.0. Enunciado de Teorías:

Los conceptos básicos de algunas teorías como la de Rittinger de 1967 (Energía es \propto al área de la partícula), Kick 1885 (Energía es \propto al peso o volumen de la partícula), Bond 1950 (Energía es \propto a la longitud de la grieta que se produce previamente a la rotura de la partícula. Como conclusión se sabe que mientras más finas las partículas, más superficie expuesta se crea y por lo tanto más energía se consume en su Molienda.

La molienda se realiza en molinos que forman parte de un circuito a veces abierto otras veces cerrado, que comprende bombas, clasificadores o hidrociclones, motores, tuberías, etc. Todos estos elementos son bastantes permanentes, están instalados y aunque se pueden modificar, son generalmente estables.

Otros elementos mecánicos intervienen en la molienda como las bolas y barras para molienda, y los revestimientos del molino. Y aún entre estos elementos, los más fáciles o susceptibles de modificar en su uso, son las bolas.

1.1. Toma de Muestra:

La operación de muestreo involucra generalmente 3 etapas:

1. Toma de la muestra.
2. Preparación de la muestra.
3. Análisis de las características

Se debe tener presente por muy bien que se haga un análisis o una prueba, será inútil si la muestra no se ha



tomado o preparado bien.

Una muestra, para ser representativa, debe tener propiedades similares a los del lote, además, de igual proporción y distribución de todos sus elementos, por ej.: tamaño de partículas, contenido de humedad, gravedad específica, composición química, etc.

Se pueden distinguir 3 tipos de muestras de acuerdo a la finalidad que se persigue:

1. Determinación de Granulometría.
2. Determinación de humedad.
3. Determinación química.

1.2. Análisis de una campaña de muestreo:

La campaña de muestreo a realizar en una sección debe considerar una serie de aspectos, tales como:

1. Punto de muestreo
2. Cantidad de muestra
3. Metodología de muestreo.

Desarrollaremos este análisis para un sistema Molienda-Clasificación, dado que aquí se encuentran flujos de agua, sólidos y pulpa (Fig. 1).



Las técnicas y equipos considerados difieren para cada flujo muestreado.

Por lo anterior, cabe analizar cada flujo por separado.

1.2.1. Flujos de Agua y/o pulpas:

La mejor forma de minimizar las variables que afectan el muestreo como la segregación, sedimentación de las partículas de la pulpa, cambios de velocidad, etc., es muestrear el flujo mientras se encuentra en movimiento en un punto de descarga de caída libre.

El muestreo del flujo en este caso, se debe efectuar cortándolo en forma recta y transversal, considerando la totalidad del flujo.

El cortador debe ser lo suficientemente grande como para prevenir los rebalses mientras se toma la muestra.

La frecuencia de muestreo debe ser tal, que el análisis refleja las verdaderas condiciones del flujo en su totalidad (Ej.: tiempo de residencia).

Algunos métodos manuales utilizan baldes, cortadores manuales o el mismo tacho de la Balanza Marcy.

1.2.2. Sistema de Muestreo de sólidos:

En general para hacer un muestreo correcto, es necesario tener antecedentes sobre:

1. Granulometría máxima del punto muestreado.
2. Tamaño medio de diseminación de las especies útiles.
3. Valor de las especies.
4. Ley.



El factor más influyente que determina el volumen de la muestra, es el tamaño máximo de partícula.

1.2.3. Desarrollo de una campaña de muestreo:

Puntos de Muestreo.

Si nos remitimos a la Fig. N°1, el primer punto a muestrear es P_1 , es decir, alimentar al circuito.

- En este punto se deben evaluar las facilidades que tiene la planta, y lograr determinar el tonelaje horario de material húmedo, seco y tamaño máximo del mineral.

- Para efectuar estas mediciones, se puede utilizar los instrumentos existentes: Pesómetro, Densímetro o realizarlo en forma manual, tomando muestra de 1 cm de correa y luego determinar la velocidad de ésta.

- Otro punto donde generalmente se puede acceder es el punto P_2 , descarga de molino. En este punto se deberá controlar el % de sólidos de la pulpa, la gravedad específica de la pulpa y la granulometría del punto de molienda.

- En los puntos P_3 y P_4 deben controlarse las mismas variables anteriormente mencionadas.

- Los puntos que no son habitualmente muestreados y que son de son: alimentación a ciclones (presión, % sólidos) y los caudales de agua.

1.2.4. Metodología de Muestreo:

Una vez determinados los puntos a muestrear, se debe definir la metodología a utilizar.



a) Estabilidad:

Se debe esperar a tener condiciones estacionarias de operación. No muestrear por ej. inmediatamente después de puesta en servicio de equipo.

b) Tiempo de Muestreo:

Se debe planificar una campaña de muestreo que logre cubrir un tiempo significativo, dentro del día o del turno, o de acuerdo a las pautas si el muestreo es de rutina para el control de calidad.

Se estima que un tiempo de 3 hrs., con incrementos cada 1/2 hr., puede entregar valores bastantes representativos.

c) Manipulación de Muestras:

Las muestras tomadas permitirán la obtención de compósitos, durante el período de muestreo, por lo tanto la manipulación se debe efectuar de acuerdo a procedimientos manuales:

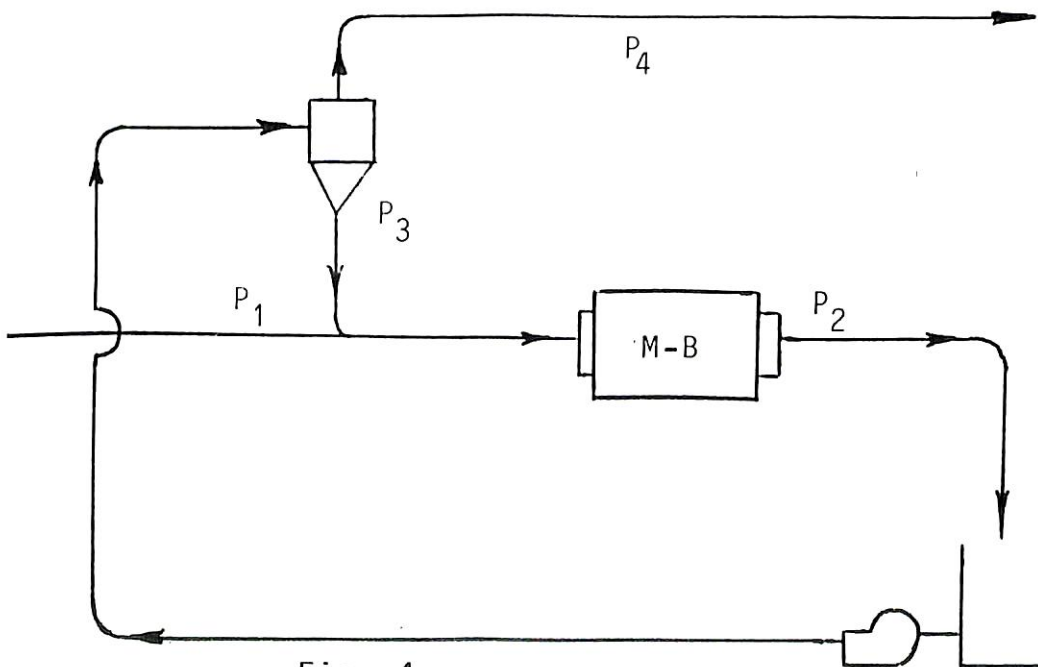


Fig. 1.

1.3. Balance de Masa:

1.3.1. Clasificador:

En un clasificador funcionando en el estado estacionario el balance microscópico de masa puede expresarse en función del flujo total, flujo de sólido, flujo de partículas de tamaño X , Flujo de partículas de tamaño menor a X ó flujo de partículas de tamaño mayor a X .

Designaremos con:

A^* = Flujo másico de alimentación total $(\frac{M}{T})$

D^* = Flujo másico de descarga total $(\frac{M}{T})$

R^* = Flujo másico de rebalse total $(\frac{M}{T})$

A = Flujo másico de alimentación sólida. $(\frac{M}{T})$

D = Flujo másico de descarga sólida. $(\frac{M}{T})$

R = Flujo másico de rebalse sólido. $(\frac{M}{T})$

X = Fracción en peso de sólido.

$f(x)$ = Fracción en peso de partículas de tamaño x .

$F(x)$ = Fracción en peso de partículas menor a x .

$R(x)$ = Fracción en peso de partículas mayores a x .

a, d, r : Subíndice referentes a alimentación descarga y rebalse.



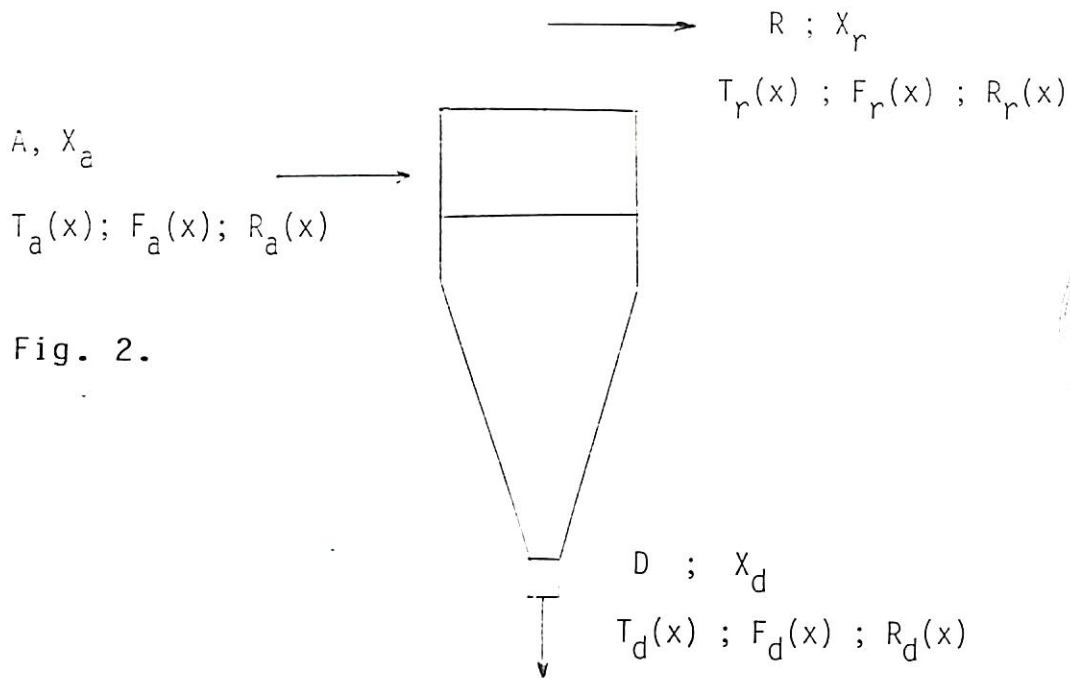


Fig. 2.



$$\text{Balance total} : A^* = D^* + R^* \quad (1)$$

$$\text{Balance sólido} : A^* X_a = D^* X_d + R^* X_r \quad (*) \quad (2)$$

$$A = D + R$$

$$\text{Balance de tamaño} : A f_a(x) = D f_d(x) + R f_1(x) \quad (**) \quad (3)$$

$$\text{Balance de tamaño menor} : A F_a(x) = D F_d(x) + R F_r(x) \quad (4)$$

$$\text{Balance de tamaño mayor a} : A R_a(x) = D R_d(x) + R R_r(x) \quad (5)$$

La fracción en peso de material obtenido como descarga puede calcularse en la forma siguiente:

$$A^* (X_r - X_a) = D^* (X_r - X_d) \quad (6)$$

$$\frac{D^*}{A^*} = \frac{(X_r - X_a)}{(X_r - X_d)} \quad (7)$$

$$\frac{D}{A} = \frac{(X_r - X_a) X_d}{(X_r - X_d) X_a} \quad (8)$$

De (*) y (**) se tiene:

$$A(f_r(x) - f_a(x)) = D(f_r(x) - f_d(x)) \quad (9)$$

$$\frac{D}{A} = \frac{f_r(x) - f_d(x)}{f_r(x) - f_a(x)} \quad (10)$$

De (2) y (4) se tiene:

$$\frac{D}{A} = \frac{F_r(x) - F_a(x)}{F_r(x) - F_d(x)} \quad (11)$$

y de (2) y (5):

$$\frac{D}{A} = \frac{R_r(x) - R_a(x)}{R_r(x) - R_d(x)} \quad (12)$$

De las relaciones (6) a la (9) puede observarse que la fracción de alimentación que pasa a la descarga puede calcularse en dos formas.

1. Determinando los por cientos de sólidos en peso de la alimentación, rebalse y descarga.
2. Realizando análisis granulométrico de una muestra de alimentación, rebalse y descarga.

Ejemplo: Suponga un ciclón que se alimenta con cuarzo ($\rho_c=2,7$) siendo la densidad de pulpa 1,67 (kg/lt), el underflow del ciclón tiene una densidad de pulpa de 1,89 (kg/lt) y el overflow 1,46 (kg/lt).



Solución:

$$\% \text{ sólido en alimentación al ciclón} = \frac{100 \rho_c (\rho_p - 1)}{\rho (\rho_c - 1)}$$

donde:

ρ_c = densidad del cuarzo

ρ_p = densidad de pulpa

$$\% \text{ alimentación} = \frac{100 \times 2,7 (1,67 - 1)}{1,67 (2,7 - 1)} = 63,72 \%$$

Cálculo de la Razón de Dilución de la alimentación es:

$$R_{D.A} = \frac{100 - \% \text{ sólido alimentación}}{\% \text{ sólido alimentación}}$$

$$R_{D.A} = \frac{100 - 63,72}{63,72} = 0,569 \approx 0,57$$

Realizando el mismo cálculo para el underflow y overflow la dilución será:

$$R_{D.U} = 0,34 \quad (\text{Razón dilución Underflow})$$

$$R_{D.O} = 1 \quad (\text{Razón dilución Overflow})$$

Considerando que A es el flujo de alimentación (T/H) de sólidos secos, D y R son del Underflow y Overflow respectivamente, por lo tanto, se puede plantear.

$$0,57 A = 0,34 D + R \quad (\text{Balance } H_2O)$$

ó

$$0,57 A = 0,34 D + (A - D)$$



De aquí que:

$$\frac{D}{A} = 0,652$$

El underflow será el 65,2% del peso total de alimentación y el overflow el 34,8% de alimentación total.

El valor de B_p será:

$$B_p = \frac{0,34 D}{0,57 A} = \frac{0,34}{0,57} \times 0,652 = 0,39$$

1.3.2. Eficiencia de Clasificación:

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

$$E(\%) = \frac{D f_d(x)}{A f_a(x)}$$

y de se tiene:

$$E(\%) = \frac{[f_r(x) - f_a(x)] f_d(x)}{[f_r(x) - f_d(x)] f_a(x)}$$

Eficiencia corregida E_c está dada por:

$$E_c = \frac{E - B_p}{100 - B_p}$$

Veamos ahora la tabla siguiente con los cálculos requeridos:



Tamaño (μ)	% peso		% peso de alimentación		Alimentación reconstitui- da.	E	E _C
	D	R	D	R			
+ 1168	14,7	--	9,6	--	9.6	100.0	100.0
589 -1168	21,8	--	14.2	--	14.2	100.0	100.0
295-589	25.0	5.9	16.3	2.1	18.4	88.6	81.3
208-295	7.4	9.0	4.8	3.1	7.9	60.8	35.73
147-208	6.3	11.7	4.1	4.1	8.2	50.0	18.0
104-147	4,8	11.2	3.1	3.9	7.0	44.3	8.6
74-104	2.9	7.9	1.9	2.7	4.6	40.3	3.8
74-	17.1	54.3	11.2	18.9	30.1	37.2	--
TOTAL	100	100.0	65.2	34.8	100.0		

1.3.3. Cálculo de carga circulante en un circuito de Molienda-Clasificación.

Supongamos un circuito de Molienda-Clasificación como el de la figura (3).

Conociendo los porcentajes de sólidos en la alimentación, (a) descarga (under flow), (d) y rebalse (over flow) (r) del hidrociclón se puede calcular la carga circulante.

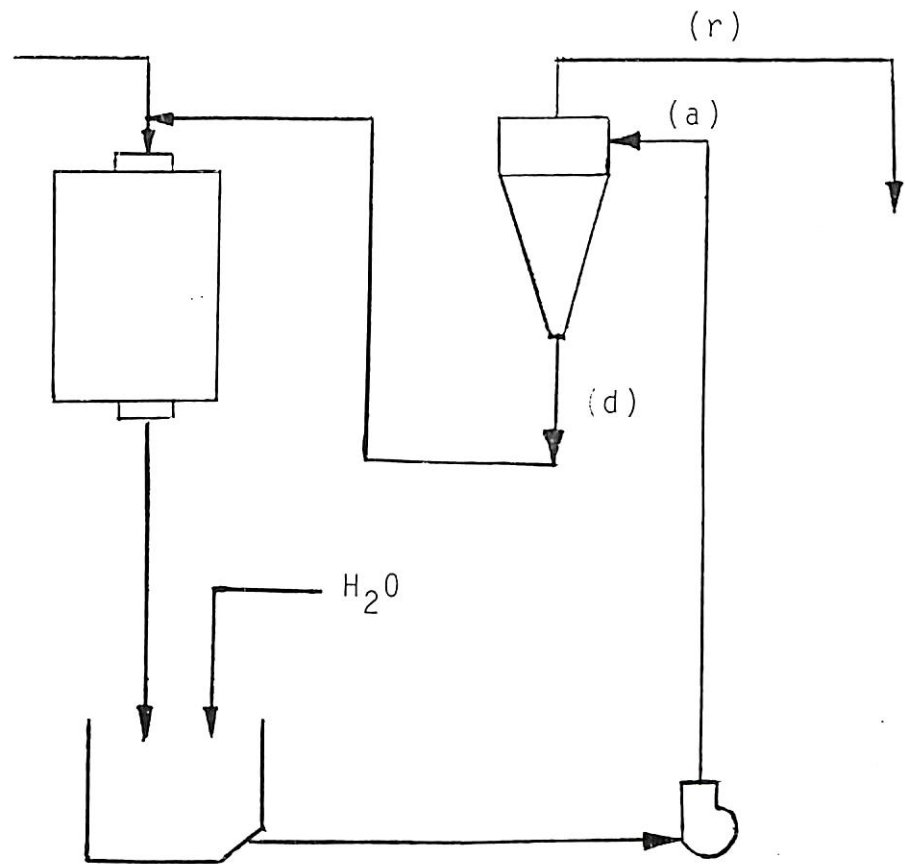
Primero se calcula la dilución de la pulpa (D)

$$D = \frac{100 - \% S}{\% S}$$

y enseguida la carga circulante (c.c.).



Fig. 3.



$$c.c. = \frac{D_{\text{Rebalse}} - D_{\text{Alimentación}}}{D_{\text{Alimentación}} - D_{\text{Descarga}}}$$

Ejemplo de cálculo:

Un molino que opera en circuito cerrado con un clasificador recibe una alimentación de 300 toneladas secas de mineral crudo por día y los % de sólidos son respectivamente: 25% , 50% y 84% en el rebalse, alimentación y descarga del clasificador.

$$D_r = \frac{100 - 25}{25} = 3.0$$

$$D_a = \frac{100 - 50}{50} = 1.0$$

$$D_d = \frac{100 - 84}{84} = 0.19$$

$$c.c. = \frac{3.0 - 1.0}{1.0 - 0.19} = 2,47 \text{ (247 \%)}$$

Esto significa que el tonelaje de "arenas" que recircula al molino (descarga del clasificador) es:

$$\text{Ton (c.c.)} = 2.47 \times 300 = 741 \text{ (Toneladas/día)}$$

Este cálculo también puede hacerse conociendo sólo el análisis granulométrico. De la alimentación, descarga y rebalse de los hidrociclones y aplicando la siguiente fórmula:

$$c.c. = \frac{\%Acum._a - \%Acum._r}{\%Acum._d - \%Acum._d}$$

donde, los subíndices a, r, d, son respectivamente alimentación rebalse y descarga del clasificador y %Acum. se refiere al % acumulativo en cualquier malla (que se conserva en todo el cálculo).

Analicemos los datos del ejemplo siguiente:



MALLA	Descarga Molino		Rebalse Clasificador		Descarga Clasificador	
	%	%Acumul.	%	%Acumul.	%	%Acumul.
+ 48	42,3	--	1.2	--	55.7	--
+ 65	15.3	57.6	6.6	7.8	18.2	73.9
+100	9.5	67.1	9.4	17.2	9.6	83.5
+150	5.7	72.8	10.2	27.4	4.2	87.7
+200	6.1	78.9	12.4	39.8	4.1	91.8
-200	21.1	--	60.2	--	8.2	--

$$\text{Tomando + 65 mallas} = \frac{57.6 - 7.8}{73.9 - 57.6} = 3.05$$

$$+ 150 \text{ mallas} = \frac{72.8 - 27.4}{87.7 - 72.8} = 3.05$$

$$+ 200 \text{ mallas} = \frac{21.1 - 60.2}{8.2 - 21.1} = 3.03$$

Promedio 3.04. Si el tonelaje de alimentación diario al molino es de 200 ton. el tonelaje de arena es entonces 608 toneladas.

1.4. Balance circuito directo:

A continuación se plantean las relaciones para establecer los balances de materiales para un circuito directo de molienda/clasificación, de la siguiente figura:



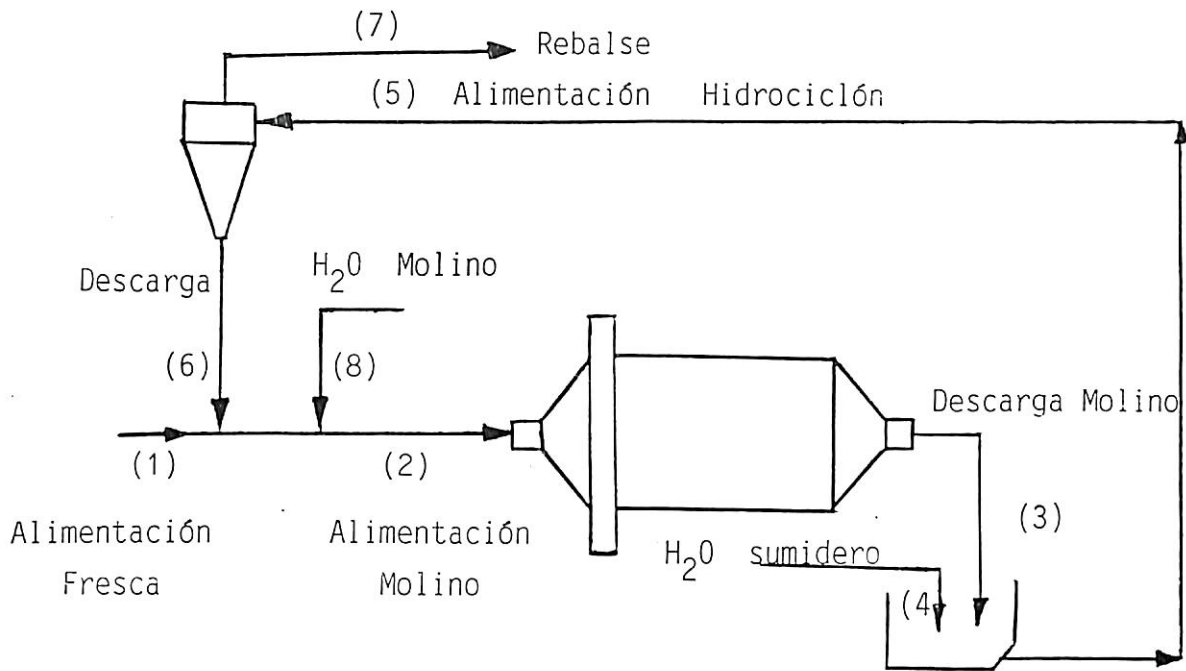


Fig. 4.

En esta configuración, ilustrada en la figura 4, la alimentación al molino (flujo 2), la constituyen la alimentación fresca y la descarga (underflow) del hidrociclón, por lo tanto al realizar un balance de materiales, se obtienen las siguientes relaciones.

1.4.1. Balance de Sólidos:

Haciendo referencia al circuito directo, operando en estado estacionario, es claro que se cumple:

$$M_{S1} + M_{S6} = M_{S2} \quad (1)$$

$$M_{S2} = M_{S3} \quad (2)$$

$$M_{S3} = M_{S5} \quad (3)$$

$$M_{S5} = M_{S6} + M_{S7} \quad (4)$$

Relaciones que unidas a la definición de carga circulante:

$$M_{S6} = c.c. \times M_{S1} \quad (5)$$

Configuran un sistema lineal de 5 ecuaciones con 5 incógnitas cuya solución, está dada por:

$$M_{S2} = M_{S3} = M_{S5} = (1 + c.c.) \times M_{S1} \quad (6)$$

$$M_{S6} = c.c. \times M_{S1} \quad (7)$$

$$M_{S7} = M_{S1} \quad (8)$$

Expresiones donde el tonelaje seco de alimentación fresca (M_{S1}) y la razón de carga circulante (c.c.) aparecen como variables independientes.

1.4.2. Balace de pulpas:

Similarmente, el balance de pulpas del circuito en estado estacionario establece:

$$M_{P1} + M_{P6} = M_{P2} \quad (9)$$

$$M_{P2} = M_{P3} \quad (10)$$

$$M_{P3} + M_{P4} = M_{P5} \quad (11)$$

$$M_{P5} = M_{P6} + M_{P7} \quad (12)$$

Además, conocidos los contenidos de sólidos en los flujos de alimentación fresca, descarga ciclones y rebalse ciclones, necesariamente se cumple:





$$M_{P1} = M_{S1}/TS1 \quad (13)$$

$$M_{P6} = M_{S6}/TS6 \quad (14)$$

$$M_{P7} = M_{S7}/TS7 \quad (15)$$

En este caso, MPK denota el tonelaje de pulpa (sólido + agua) en el flujo K mientras que TSK denota la fracción, en peso, de sólidos en el mismo flujo.

Las ecuaciones (9) a la (15) constituyen nuevamente un sistema lineal cuya solución está dada por:

$$M_{P1} = M_{S1}/TS1 \quad (16)$$

$$M_{P2} = M_{P3} = (1/T_{S1} + cc/T_{S6}) \times M_{S1} \quad (17)$$

$$M_{P4} = (1/T_{S7} - 1/T_{S1}) \times M_{S1} \quad (18)$$

$$M_{P5} = (1/T_{S7} + cc/T_{S6}) \times M_{S1} \quad (19)$$

$$M_{P6} = cc/T_{S6} \times M_{S1} \quad (20)$$

$$M_{P7} = M_{S1}/T_{S7} \quad (21)$$

Donde M_{P4} simplemente representa el caudal de agua al cajón de la bomba requerido para alcanzar la dilución deseada en el producto final de rebalse.

Por combinación de las ecuaciones 6, 7, 8, 16, 17, 18, 19, 20 y 21 se obtienen expresiones para las fracciones de sólidos en los flujos de alimentación y descarga de molino (suponiendo, por simplicidad, que sólo se agrega agua al cajón de la bomba):



$$T_{S2} = T_{S3} = \frac{1 + cc}{(1/T_{S1}) + (1/T_{S6})} \quad (22)$$

y similarmente para la fracción de sólidos en la alimentación a ciclones:

$$T_{S5} = \frac{(1 + cc)}{(cc/T_{S6}) + (1/T_{S7})} \quad (23)$$

Demuestra que el contenido de sólidos en la pulpa de alimentación a ciclones está completamente determinado por la carga circulante y los porcentajes de sólidos en los flujos de rebalse y descarga de los ciclones.

En base a las ecuaciones anteriores está también posible evaluar las fracciones del agua en la alimentación a ciclones recuperada en la descarga (B_{PW}), conocida también como el "cortocircuito" o "Bypass" de agua en la descarga:

$$B_{PW} = (M_{P6}/M_{S6}) / (M_{P5}/M_{S5}) \quad (24)$$

$$B_{PW} = \frac{c.c \times (1/T_{S6} - 1)}{(1/T_{S7} - 1) + cc \cdot (1/T_{S6} - 1)} \quad (25)$$

NOTA: En la práctica, un alto valor de B_{PW} es indicativo de una clasificación deficiente puesto que el agua que acompaña al sobretamaño arrastra consigo partículas finas que supuestamente debieran reportar al rebalse.

1.4.3. Balace de finos:

Definiendo como "fino" material bajo la malla de menor abertura utilizada (malla de corte) para el control ordinario de granulometrías, es posible establecer las siguientes relacion



nes de balance para el circuito directo planteado.

$$M_1 + M_6 = M_z \quad (26)$$

$$M_3 = M_5 \quad (27)$$

$$M_5 = M_6 + M_7 \quad (28)$$

Donde MK representa al tonelaje seco de finos en flujos K.

Puesto que las granulometrías de alimentación fresca y producto final molido están determinadas por los requerimientos de las demás etapas de la cadena productiva, se conoce:

$$M_1 = F_1 \times M_{S1} \quad (29)$$

$$M_7 = F_7 \times M_{S7} \quad (30)$$

Donde F_1 y F_7 representan el % de finos en los flujos de alimentación fresca y producto molido respectivamente.

Adimensionalmente, si B_{Pt} denota el "cortocircuito" o "Bypass" de finos, definido como la fracción de finos en la alimentación a ciclones desviados a la descarga, se cumple:

$$M_6 = B_{Pt} \times M_5 \quad (31)$$

Esta ecuación, conjuntamente con las ecuaciones 26, 27, 28, 29 y 30, configuran un tercer sistema lineal de ecuaciones, cuya solución está dada por:

$$M_1 = F_1 \times M_{S1} \quad (32)$$



$$M_2 = \left(F_1 + \frac{B_{Pt} \times F_7}{(1 - B_{Pt})} \right) \times M_{S1} \quad (33)$$

$$M_3 = \frac{F_7}{(1 - B_{Pt})} \times M_{S1} \quad (34)$$

$$M_4 = 0 \quad (35)$$

$$M_5 = \frac{F_7}{(1 - B_{Pt})} \times M_{S1} \quad (36)$$

$$M_6 = \frac{B_{Pt} \times F_7}{(1 - B_{Pt})} \times M_{S1} \quad (37)$$

$$M_7 = F_7 \text{ (dado)} \quad (38)$$

De donde, en combinación con la ecuación (7), es posible derivar expresiones para la fracción de finos en cada flujo:

$$F_1 = F_1 \text{ (dado)} \quad (39)$$

$$F_2 = \left(F_1 + \frac{B_{Pt}}{(1 - B_{Pt})} \right) \times \frac{1}{(1 + cc)} \quad (40)$$

$$F_3 = \frac{F_7}{(1 - B_{Pt}) \times (1 + c.c)} \quad (41)$$

$$F_4 = 0 \quad (42)$$

$$F_5 = \frac{F_7}{(1 - B_{Pt}) \times (1 + c.c)} \quad (43)$$



$$F_6 = \frac{B_{Pt} \times F_7}{(1 - B_{Pt}) \times cc} \quad (44)$$

$$F_6 = F_7 \text{ (dado)} \quad (45)$$

La experiencia operacional indica que el cortocircuito de finos (B_{Pt}) varía proporcionalmente con la fracción del agua en la alimentación a ciclones que reporta a la descarga (B_{PW}).

$$B_{Pt} = \lambda \times B_{PW} \quad (46)$$

Donde λ es un parámetro característico de la pareja mineral/instalación y toma normalmente valores menores que cercanos a 1.

Luego, de la ecuación (25) se obtiene:

$$B_{Pt} = \frac{c.c. \times (1/f_{S6} - 1)}{(1/t_{S7} - 1) + c.c. \times (1/t_{S6} - 1)} \quad (47)$$

y por reemplazo de las ecuaciones (34) a (45), se obtiene:

$$F_1 = F_1 \text{ (dado)} \quad (48)$$

$$F_2 = F_1 + \frac{c.c. \times (1/f_{S6} - 1) \times F_7}{(1/f_{S7} - 1) + (1 -) \times c.c. \times (1/f_{S6} - 1)} \times \frac{1}{(1+cc)} \quad (49)$$

$$F_3 = F_5 = \frac{(1/f_{S7} - 1) \times F_7}{(1/f_{S7} - 1) + (1 -) \times c.c. \times (1/f_{S6} - 1)} \times \frac{F_7}{(1+c.c)} \quad (50)$$



$$F_6 = \frac{(1/t_{S7} - 1) \times F_7}{(1/t_{S7} - 1) + (1 -) * cc (1/t_{S6} - 1)} \quad (51)$$

$$F_7 = F_7 \text{ (dado)} \quad (52)$$

Estas expresiones permiten evaluar la fracción de "finos" contenidos en cada flujo de circuito, en función de las otras tres variables operacionales de relevancia para el presente análisis que son: la fracción de sólidos en el bajo tamaño o producto molido (T_{S7}), la fracción de sólidos en el sobretamaño o retorno (f_{S6}) y la razón de carga circulante (c.c).



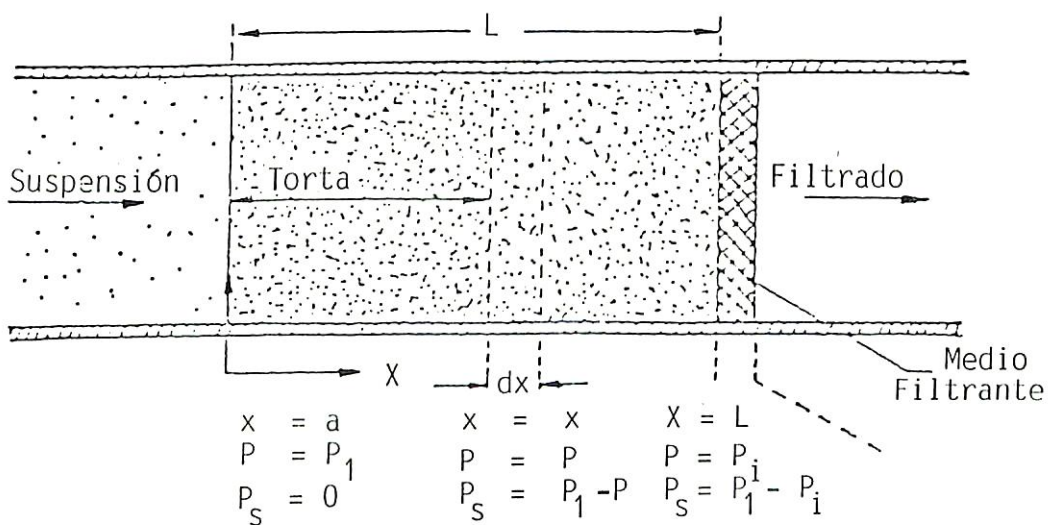
II. BALANCE GENERALES DE FILTRACION

2.0. Filtración Discontinua:

Una teoría de filtración debería ser capaz de dar respuesta a cada una de las siguientes interrogantes:

- 1) ¿Qué área se requiere para filtrar un volumen dado de suspensión, cuyas características físicas se conocen?.
- 2) ¿Qué volumen de filtrado puede obtenerse en un tiempo determinado?.
- 3) ¿Qué volumen de "agua de lavado" puede pasar a través de la torta en un intervalo de tiempo conocido?
- 4) ¿Cuál es la respuesta del filtro cuando ocurren cambios en las conducciones de operación?.

Con el propósito de dar respuesta a las interrogantes mencionadas en las líneas precedentes, se considera la figura.



Sección de un filtro discontinuo

Cada uno de los términos de esta ecuación pueden evaluarse en función de las variables definidas anteriormente, y se tiene que:

$$MTSIAS = \frac{M_S}{S} \quad (2)$$

$$MTFAS = \rho \cdot V \quad (3)$$

$$MTSRS = M_S \quad (4)$$

$$MTWRS = (r - 1) M_S \quad (5)$$

Sustituyendo en las expresiones (2), (3), (4) y (5) en la expresión (1), factorizando y simplificando, se obtiene:

$$M_S = (\rho S V) / (1 - rs) \quad (6)$$

Donde ρ denota la densidad del líquido. Por lo tanto, para un elemento diferencial de torta conteniendo una masa de sólido d_{MS} , se puede escribir.

$$\frac{dM_S}{dV} = \frac{\rho S}{(1-rs)} \quad (7)$$

Otras forma útil de expresar d_{MS} , es el función del elemento diferencial dx de torta. Para ello se recurre a la porosidad del lecho definida como:

$$\varepsilon = \frac{\text{Volumen de huecos}}{\text{Volumen del lecho}} \quad (8)$$



Si ρ_s representa la densidad de las partículas sólidas del lecho, y A la sección transversal de la torta, perpendicular a la dirección del flujo, entonces:

$$\frac{dM_s}{dx} = \rho_s (1 - \epsilon) A \quad (9)$$

En algunas oportunidades es útil obtener una relación entre el elemento diferencial dx de torta y el volumen colectado de filtrado. Combinando las ecuaciones (7) y (9) se obtiene:

$$\frac{dx}{dv} = \frac{\rho_s}{A(1-rs)(1-\epsilon)\rho_s}$$

La filtración es una de las operaciones clásicas del flujo de fluidos a través de lechos porosos.

2.1. Filtración continua cálculo de: Volumen Filtrado, Fracción de H_2O , Rendimiento, tiempo de secado y volumen óptimo:

En este tipo de filtros, como los de tambor rotatorio, se observa que la caída de presión ($-\Delta p$), alimentación, tiempo de filtración y velocidad de filtrado son constantes. Sin embargo, para cualquier elemento de superficie filtrante, las condiciones operacionales no son constantes.

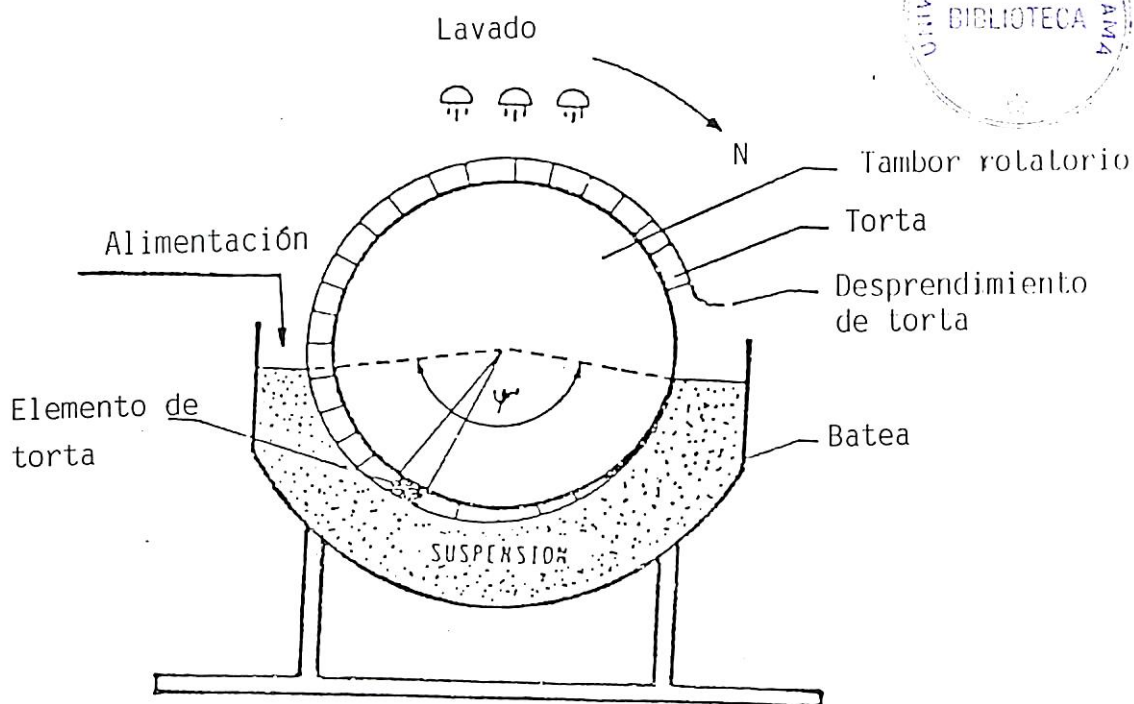
En la figura siguiente puede observarse como varía el espesor de la torta para un elemento de superficie filtrante que entra y sale de la batea.

Se sabe que en filtro de tambor rotatorio. El flujo volumétrico de filtrado Q_0 es constante. Por lo tanto se cumple que:





Fig. 6.



$$Q_o = \frac{V_c}{T_c} = N V_c$$

Ejemplo 1:

Calcular el volumen de filtrado (V_c), sabiendo que :

$$Q_o = 185,02 \text{ y } N 0,44 \text{ l/min}$$

Solución:

$$V_c = \frac{Q_o}{N}$$

$$V_c = \frac{185,02 \text{ (l/min)}}{0,44 \text{ (l/min)}}$$

$$V_c = 420,50 \text{ ($$

$$V_c = 56,23 \text{ (pie}^3\text{)}$$

Ejemplo 2:

Calcular la fracción de agua de lavado, sabiendo que el tiempo T_w (tiempo de lavado), se tiene:

Rendimiento = 120 TM , base húmeda

Humedad = 12,7 % por lo tanto,

$120 \times 0,873 = 104,76$ TM base seca.

$$Q_o = 0,45 \times \frac{104,76}{0,55} - \frac{104,76}{0,873} \times 0,127$$

$$Q_o = 85,71 - 15,24 = 70,47 \text{ m}^3/\text{hr.}$$

$$Q_o = 310,316$$

En el tiempo t_d (tiempo de secado), se tiene que:

Rendimiento = 103,84 TM, base húmeda

Humedad = 8,8%

Por lo tanto;

$$103,84 \times 0,912 = 94,7 \text{ TM, Base seca}$$

$$Q_o = 0,45 \frac{94,7}{0,55} - \frac{94,7}{0,912} \times 0,088$$

$$Q_o = 68,34 \text{ (m}^3/\text{Hra.)}$$

$$Q_o = 300,925 \text{ (galones/min)}$$

Restando $Q_o(t_w)$ con $Q_o(t_d)$, se tiene:

$$Q_o(t_w - t_d) = 310,316 - 300,925$$

$$Q_o(t_w - t_d) = 9,39 \text{ (galones/min)}$$



donde:

$$b = \frac{Q_0(t_w - t_d)}{V_c}$$

$$b = \frac{9,39}{56,23} = 0,17$$

Ejemplo 3:

Calcular el rendimiento de un filtrado, donde:

Peso sector = 14.133 Kg.

Nº sectores = 240

N (RPM) = 0,89

Solución:

$$R = \text{Peso sector} \times \text{Nº sectores que componen el filtro} \times N$$

$$R = 14.133 \times 240 \times 0,89 \times 60 \times 10^{-3}$$

$$R = 181,13 \text{ (TM/Hr.)}$$

Ejemplo 4:

Calcular el tiempo de secado (t_d)

Solución:

$$t_w = bM (2 n k_1^* V_c^2 + K_2^* V_c)$$

donde: $b = 0,17$

M = constante que vale 1 para discos de filtración.

n = constante que vale 1 para presión de filtrado constante.

$$K_1^* = 1,15 \times 10^{-4} \text{ (min/pie}^6\text{)}$$

$$V_c = 56,23 \text{ (pie}^3\text{)}$$

$$K_2^* = 0,023 \text{ (min/pie}^3\text{)}$$



Reemplazando, se obtiene:

$$T_w = 0,17 (2 \times 1,15 \times 10^{-4} \times (56,23)^2 + 0,023 \times 56,23)$$

$$T_w = 0,34 \text{ (min)}$$

t_c = tiempo de secado

$$t_c = t_f + t_w + t_d$$

$$t_c = 2,33 \text{ (min)}$$

$$t_f = 1,08 \text{ (min)}$$

$$t_w = 0,34 \text{ (min)}$$

$$t_d = 2,33 - 1,08 - 0,34$$

$$t_d = 0,91 \text{ (min)}$$

$$t_d = 0,91 - 0,17$$

$$t_d = 0,74 \text{ (min)}$$

Ejemplo 5:

Calcular el volumen óptimo $V_{\text{ópt}}$ de filtrado:

$$V_{\text{ópt}} = \sqrt{\frac{t_d}{nK_1^* (1 + 2bM)}}$$

Solución:

$$t_d = 0,74 \text{ (min)}$$

n = constante que vale 1 para presión de filtrado constante.

$$K_1^* = 1,15 \times 10^{-4} \text{ (min/pie}^6\text{)}$$

$$b = 0,17$$

M = constante que vale 1 para discos de filtración.

Reemplazando, se obtiene:

$$V_{\text{opt.}} = \sqrt{\frac{0,74}{1,15 \times 10^{-4} (1+2 \times 0,17)}}$$

$$V_{\text{opt.}} = 69,30 \text{ (pie}^3\text{)}$$

Ejemplo 6:

Calcular el tiempo del ciclo (t_c) y la capacidad máxima de producción.

$$t_c = n k_1^* V_{\text{opt.}}^2 + k_2^* V_{\text{opt.}} + b V_{\text{opt.}} M (2n k_1^* V_{\text{opt.}} \times k_2^*) + t_d$$

donde:

$$n = 1$$

$$k_1^* = 1,15 \times 10^{-4} \text{ (min/pie}^6\text{)}$$

$$V_{\text{opt.}} = 69,30 \text{ (pie}^3\text{)}$$

$$k_2^* = 0,023 \text{ (min/pie}^3\text{)}$$

$$b = 0,17$$

$$M = 1$$

$$t_d = 0,74 \text{ (min)}$$

$$t_c = 1,15 \times 10^{-4} \times (69,30)^2 + 0,023 \times 69,30 + 0,17 \times 69,30 \times (2 \times 1,15 \times 10^{-4} \times 69,30 + 0,023) + 0,74$$

$$t_c = 3,34 \text{ (min)}$$



III. BALANCE DEL CIRCUITODatos:

1000 T.D.H. ; 2% Humedad

1 (g/ton) Au

Disolución del Au:

- 50% en el molino.
- 40% en lixiviación del 50%.

3.1. Balance de sólido, pulpa y soluciones:

Ecuaciones:

$$P_3 = P_1 + P_2 \quad (1)$$

$$P_4 = P_5 + P_3 = P_5 + P_1 + P_2 \quad (2)$$

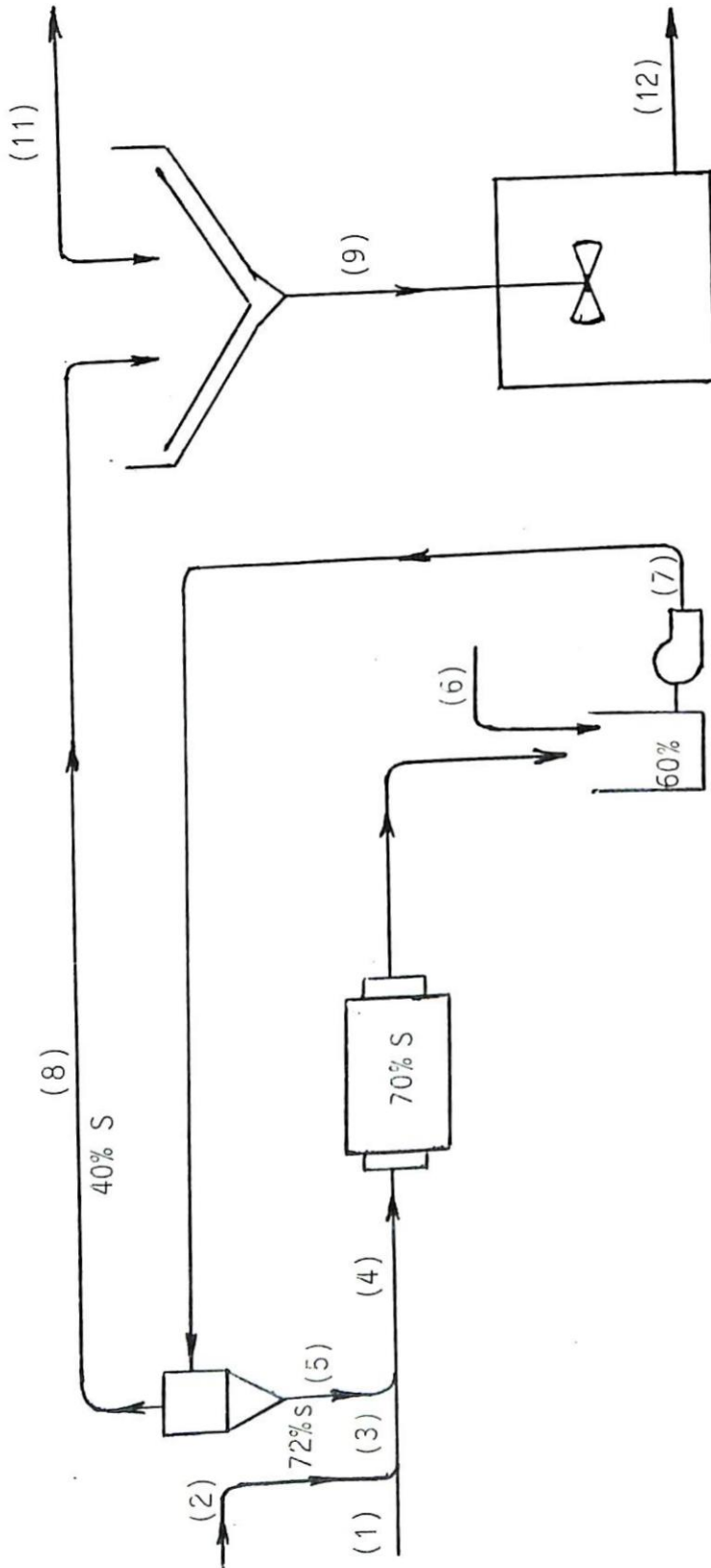
$$P_7 = P_4 + P_6 = P_6 + P_5 + P_1 + P_2 \quad (3)$$

en los puntos "2" y "3" es sólo solución, luego:

- Sólido en el P_1 = sólido en el P_3
- Sólido P_7 = sólido P_5 + sólido P_1

De acuerdo a la siguiente figura:





Balance P₁ :

$$B. \text{ s\u00f3lido} = 1000 \times 0,98 = 980 \text{ T.D.S.}$$

$$B. \text{ H}_2\text{O} = 1000 \times 0,02 = 20 \text{ T.D.}$$

$$B. \text{ pulpa} = 1000 = 1000 \text{ T.D.}$$

Balance P₈:

$$B. \text{ s\u00f3lido} = 980 \text{ T.D.S.}$$

$$B. \text{ soluci\u00f3n} = \frac{980}{0,4} - 980 = 1470 \text{ T.D.}$$

$$B. \text{ Pulpa} = 980 + 1470 = 2450 \text{ T.D.}$$

Balance P₅:

$$B. \text{ s\u00f3lido} = \frac{300 \times 980}{100} = 2940 \text{ T.D.S.}$$

$$B. \text{ soluci\u00f3n} = \frac{2940}{0,72} - 2940 = 1143,33 \text{ T.D.}$$

$$B. \text{ pulpa} = \frac{2940}{0,72} = 4083,33 \text{ T.D.}$$

Balance P₄:

$$B. \text{ s\u00f3lido} = 980 + 2940 = 3920 \text{ T.D.S.}$$

$$B. \text{ soluci\u00f3n} = \frac{3920}{0,70} - 3920 = 1680 \text{ T.D.}$$

$$B. \text{ pulpa} = \frac{3920}{0,70} = 5600 \text{ T.D.}$$

Balance P₇:

$$B. \text{ s\u00f3lido} = 3920 \text{ T.D.S.}$$

$$B. \text{ soluci\u00f3n} = \frac{3920}{0,60} - 3920 = 2613,33 \text{ T.D.}$$

$$B. \text{ pulpa} = \frac{3920}{0,60} = 6533,33 \text{ T.D.}$$



3.2. Balance de soluciones agregadas al circuito:

$$\text{Solución } P_2 = 5600 - 1000 - 4083,33 = 516,67 \text{ T.D.}$$

$$\text{Solución } P_6 = 6533,33 - 5600 = 933 \text{ T.D.}$$

$$\text{Solución } P_{10} = \frac{980 (50-45)}{50 \times 45} \times 100 = 217,78 \text{ T.D.}$$

3.3. Solución extraída del circuito:

$$P_{11} = \frac{980 (50 - 40)}{50 \times 40} \times 100 = 490 \text{ T.D.}$$

3.4. Balance Oro:

$$\text{Au } P_1 = 1000 \frac{\text{ton}}{\text{D}} \times 1 \text{ gr } \frac{\text{Au}}{\text{ton}} = 1000 \text{ gr Au}$$

$$\text{Au (disuelto, molino)} = 1000 \times 0,5 = 500 \text{ gr Au}$$

$$\text{Au (sólido, mineral)} = 1000 \times 0,5 = 500 \text{ gr Au}$$

$$\text{Au solución } P_2 = 516,67 \times 3,4 = 1756,6 \text{ gr Au}$$

$$\text{Au solución } P_6 = 933 \times 3,4 = 3172,2 \text{ gr Au}$$

$$\text{Au (total, solución)} = 500 + 1756,6 + 3172,2 = 5428,8 \text{ gr Au}$$

$$\text{Concentración Au } P_8 = \frac{5428,8}{1470} = 3,693 \text{ p.p.m.}$$

$$\text{Au } P_{11} \text{ (a precipitar)} = 490 \times 3,693 = 1809,57 \text{ gr Au Dfa}$$

En lixiviación se disuelve un 40% Au del 50%, presente en el sólido.

$$\text{Au (lixiviado)} = 500 \times 0,4 = 200 \text{ gr Au}$$



$$\text{Au (agregado) } P_{10} = 217,78 \times 3,4 = 740,44 \text{ gr Au}$$

$$\text{Au } P_9 = 980 \times 3,693 = 3619,14 \text{ gr Au}$$

$$\begin{aligned} \text{Au total (presente en la solución)} &= 740,44 + 200 + 3619,14 \\ &= 4559,58 \text{ gr Au} \end{aligned}$$

$$\text{Solución en el agitador} = 980 + 217,78 = 1197,78 \text{ T.D.}$$

$$\text{Concentración en el } P_{12} = \frac{4559,8}{1197,78} = 3,807 \text{ p.p.m.}$$

$$\text{Au } P_{12} = 4559,58 \text{ gr Au}$$

$$\% \text{ extracción} = \frac{(200 + 500) \times 100}{1000} = 70\%$$

